

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**ANÁLISIS DE COSTOS DE PERFORACIÓN EN EL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN SUBLEVEL STOPING CON TALADROS
LARGOS DE DIÁMETROS DE 64mm Y 89mm PARA
INCREMENTAR LA PRODUCTIVIDAD EN LA U.M.
COLQUIJIRCA-EL BROCAL**

TESIS

PRESENTADO POR:

Bach. DENIS NESTOR MAMANI CHURA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PROMOCIÓN 2014-II

PUNO-PERÚ

2019



**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**

TESIS

ANÁLISIS DE COSTOS DE PERFORACIÓN EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL STOPING CON TALADROS LARGOS DE DIÁMETROS DE 64mm Y 89mm PARA INCREMENTAR LA PRODUCTIVIDAD EN LA U.M. COLQUIJIRCA-EL BROCAL

PRESENTADO POR:

Bach. DENIS NESTOR MAMANI CHURA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 29 DE OCTUBRE DEL 2019

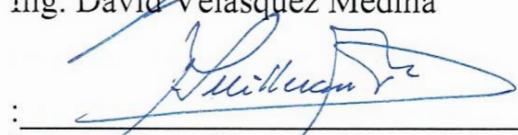
APROBADO POR LOS JURADOS:

PRESIDENTE

: 

 Ing. David Velasquez Medina

PRIMER MIEMBRO

: 

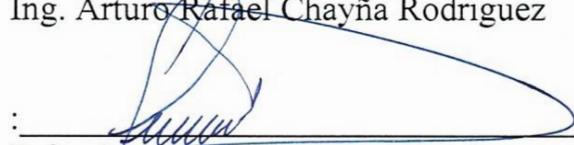
 Ing. Amilcar Giovanni Teran Dianderas

SEGUNDO MIEMBRO

: 

 Ing. Arturo Rafael Chayña Rodriguez

DIRECTOR / ASESOR

: 

 D.Sc. Jorge Gabriel Durant Broden

Área: Ingeniería de minas

Tema: Análisis de costos mineros y comercialización de minerales

DEDICATORIA

Esta tesis dedico con mucho amor y cariño a mi querida hija Dariana Nicolle y a mi esposa Idalia los cuales forman parte de mi vida y son mis principales motivadores para cumplir mis metas y objetivos trazados.

Dedico de manera especial a mis queridos padres Oscar Mamani Calisaya y Rosa Vilma Chura Rojas por haberme apoyado incondicionalmente antes, durante y después de mis estudios universitarios los cuales de mis muchos logros se los debo a ustedes, me formaron con principio y buenos modales, fueron el principal motor del empuje de mi vida profesional y siempre me han ofrecido y brindado el gran cariño y amor de padre.

Dedico a mis queridos hermanos Edman, Fredy, Luordes, Richard, Rosa Luordes y Erick que han sido mis ganas de ser un gran profesional exitoso.

Finalmente quiero dedicarle a mis más sinceros amistades que he conocido durante mis estudios universitarios a Fernando Atencio, Gary Holguin, Boris Quispe, Josue Pari, Paul Tito, Humberto Riveros ahora ya ingenieros que construyen grandes proyectos en bienestar de la población peruana y a todos los que me conocen.

AGRADECIMIENTO

Gracias a Dios por permitirme desarrollarme profesionalmente y escribir mi futuro hacia el éxito. Por guiarme hacia buen camino de la vida.

Agradezco a la Universidad Nacional del Altiplano-Puno en especial a la escuela profesional de Ingeniería de Minas por haberme acogido durante mi formación profesional y darme las mejores condiciones de estudio.

Agradezco a los docentes de la escuela profesional de Ingeniería de Minas por haberme brindado sus grandes experiencias y conocimientos en el rubro minero.

Mis agradecimientos al Ing. Roy Barrera Capcha de la U.M. Colquijirca El Brocal por brindarme su incondicional apoyo durante el tiempo de estadía en la mina.

ÍNDICE

DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTO	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE CUADROS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	16
ABSTRACT.....	17
INTRODUCCIÓN	18

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1	Descripción de la realidad del problema.....	19
1.2	Formulación del problema	20
1.2.1	Pregunta general	20
1.2.2	Preguntas específicas	20
1.3	Objetivos de la investigación	20
1.3.1	Objetivo general.....	20
1.3.2	Obejetivos especificos	20
1.4	Justificación de la investigación.....	20

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1	Antecedentes de la investigación	22
2.2	Marco teórico de la investigación	25
2.2.1	Métodos de explotación con taladros largos.....	25
2.2.1.1	Método de taladros en abanicos-slc.....	26
2.2.1.2	Método taladros paralelos-slv	27

2.2.1.3	Burden en taladros largos	28
2.2.1.4	Espaciamiento en taladros largos.....	29
2.2.2	Preparación de tajos	29
2.2.3	Perforación de taladros largos.....	30
2.2.3.1	Factores que originan la desviación del taladro	30
2.2.3.2	Aceros de perforación	34
2.2.4	Voladura.....	34
2.2.4.1	Voladuras de taladros largos	35
2.2.4.2	Elementos fundamentales de la voladura.....	35
2.2.4.3	Parámetros a considerar al elegir un explosivo.....	35
2.2.4.4	Emulsión encartuchada	36
2.2.4.5	Accesorios de voladura	36
2.2.5	Costos.....	38
2.2.5.1	Administraciones de costo	38
2.2.5.2	Costos por actividad	38
2.2.5.3	Tipos de costos.....	39
2.2.5.4	Clasificación de costos por su grado de variabilidad	40
2.2.5.5	Clasificación de costos por asignación contable.....	40
2.2.5.6	Clasificación de costos según su comportamiento	41
2.2.5.7	Costo de perforación.....	42
2.3	Productividad	42
2.3.1	Tipos de productividad	43
2.3.2	Factores que influyen en la productividad.....	44
2.4	Aspectos generales de la unidad minera de Colquijirca- El Brocal	46
2.4.1	Ubicación	46
2.4.2	Accesibilidad	46
2.4.3	Recursos.....	46

2.4.3.1	Recursos humanos	46
2.4.3.2	Fauna	46
2.4.3.3	Flora	47
2.4.4	Geología.....	47
2.4.4.1	Geología local y regional.....	47
2.4.4.2	Estratigrafía.....	48
2.4.4.3	Geología estructural.....	51
2.4.4.4	Geología económica	52
2.4.4.5	Alteraciones	53
2.4.4.6	Tipo de mineralización en Marcapunta.....	54
2.4.4.7	Geología del cono volcanico Marcapunta	54
2.4.4.8	Fases del mineral.....	54
2.4.4.9	Alteraciones y minerales.....	55
2.4.4.10	Zonamiento.....	57
2.4.5	Geomecánica.....	58
2.4.5.1	Procedimientos de la geomecánica.....	58
2.4.5.2	Factores influyentes de inestabilidad del macizo rocoso.....	59
2.4.5.3	Aspectos estructurales	59
2.4.5.4	Aspectos geomecánicos	59
2.4.6	Sostenimiento.....	60
2.4.6.1	Índice de shotcrete via humeda.....	61
2.4.6.2	Pernos phyton/ split set de 7'	61
2.4.6.3	Arcos noruegos.....	61
2.4.6.4	Malla electrosoldada.....	62
2.4.6.5	Resumen de sostenimiento	62
2.4.7	Operación mina subterránea	62
2.4.7.1	Labores de desarrollo	62

2.4.7.2	Labores de preparación	62
2.4.7.3	Labores de explotación	63
2.4.7.4	Consumo de explosivos	63
2.4.7.5	Consumo de aceros	63
2.4.7.6	Equipos.....	63
2.5	Formulación de hipótesis	64
2.5.1	Hipótesis general.....	64
2.5.2	Hipótesis específico	64
2.5.3	Variables independientes	64
2.5.4	Variables dependientes	64

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	Metodología de investigación	65
3.1.1	Diseño de investigación	65
3.1.2	Tipo de investigación.....	66
3.2	Nivel de investigación.....	66
3.3	Población y muestra	66
3.3.1	Población	66
3.3.2	Muestra	67
3.4	Operacionalización de variables	67
3.4.1	Variable independiente	67
3.4.2	Variable dependiente	67
3.5	Técnicas de recolección de datos	67
3.6	Técnicas para el procesamiento de la información	68

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Determinación de costos de perforación de taladros largos ascendentes y descendentes en abanico 69

4.1.1 Cálculo de burden y espaciamento 69

4.1.2 Cálculo de burden y espaciamento para TL (-) para Ø 89mm 70

4.1.3 Cálculo de burden y espaciamento para TL (+) para Ø 89mm..... 70

4.1.4 Cálculo de burden y espaciamento para TL (-) para Ø 64mm 71

4.1.5 Cálculo de burden y espaciamento para TL (+) para Ø 64mm..... 72

4.1.6 Cálculo de parámetros del Tj 636N×8950 para los Ø 64mm y 89mm 72

4.1.6.1 Cálculo de área del Tj en pasante (-)..... 72

4.1.6.2 Cálculo de volumen del Tj en pasante (-)..... 73

4.1.6.3 Cálculo de toneladas del Tj en pasante (-)..... 74

4.1.6.4 Cálculo de área del Tj en realce (+)..... 74

4.1.6.5 Cálculo de volumen del Tj en realce (+)..... 75

4.1.6.6 Cálculo de toneladas del Tj en realce (+) 75

4.1.6.7 Cálculo de metros perforados del Tj en TL (-) con Ø 64mm..... 76

4.1.6.8 Cálculo de metros perforados del Tj en TL (-) con Ø 89mm..... 76

4.1.6.9 Cálculo de ratio de perforación del Tj en TL (-) para Ø 64mm..... 76

4.1.6.10 Cálculo de ratio de perforación del Tj en TL (-) para Ø 89mm 77

4.1.6.11 Cálculo de metros perforados del Tj en TL (+) para Ø 64mm 77

4.1.6.12 Cálculo de metros perforados del Tj en TL (+) para Ø 89mm 77

4.1.6.13 Cálculo de ratio de perforación del Tj en TL (+) para Ø 64mm 77

4.1.6.14 Cálculo de ratio de perforación del Tj en TL (+) para Ø 89mm 77

4.1.6.15 Cálculo de rendimiento de simba 21 en TL (-) para Ø 64mm..... 78

4.1.6.16 Cálculo de rendimiento de simba 21 en TL (+) para Ø 64mm..... 78

4.1.6.17 Cálculo de rendimiento de simba 21 en TL (-) para Ø 89mm..... 78

4.1.6.18	Cálculo de rendimiento de simba 21 en TL (+) para Ø 89mm.....	79
4.1.6.19	Cálculo de MP/día de simba 21 en TL (-) para Ø 64mm.....	79
4.1.6.20	Cálculo de MP/día de simba 21 en TL (+) para Ø 64mm.....	79
4.1.6.21	Cálculo de MP/día de simba 21 en TL (-) para Ø 89mm.....	80
4.1.6.22	Cálculo de MP/día de simba 21 en TL (+) para Ø 89mm.....	80
4.1.7	Cálculo de costos de perforación de TL (-) en abanico para Ø 64mm	81
4.1.8	Cálculo de costos de perforación de TL (-) en abanico para Ø 89mm	82
4.1.9	Cálculo de costos de perforación de TL (+) en abanico para Ø 64mm	83
4.1.10	Cálculo de costos de perforación de TL (+) en abanico para Ø 89mm	84
4.1.11	Resumen de costos de perforación de TL para Ø 64mm y 89mm.....	85
4.2	Determinación de la productividad de los Ø 64mm y 89mm	86
4.2.1	Cálculo del tiempo de perforación de TL (-) en abanico para Ø 64mm	86
4.2.2	Cálculo del tiempo de perforación de TL (-) en abanico para Ø 89mm.....	86
4.2.3	Cálculo del tiempo de perforación de TL (+) en abanico para Ø 64mm.....	87
4.2.4	Cálculo del tiempo de perforación de TL (+) en abanico para Ø 89mm.....	87
4.2.5	Cálculo de T total de perforación de TL con simba 21 con Ø de 64mm.....	88
4.2.6	Cálculo de T total de perforación de TL con simba 21 con Ø de 89mm.....	88
4.2.7	Cálculo de toneladas por sección de TL (-) en abanico para Ø 64mm.....	89
4.2.8	Cálculo de toneladas por sección de TL (-) en abanico para Ø 89mm.....	89
4.2.9	Cálculo de toneladas por sección de TL (+) en abanico para Ø 64mm.....	89
4.2.10	Cálculo de toneladas por sección de TL (+) en abanico para Ø 89mm.....	89
4.2.11	Resumen de productividad de TL (-) en abanico de Ø 64mm y 89mm.....	90
4.2.12	Resumen de productividad de TL (+) en abanico de Ø 64mm y 89mm.....	92
4.2.13	Resumen de productividad de tiempos de perforación en TL en abanico	94
4.3	Aplicación de resultados	94
4.4	Discusiones de resultados	95



CONCLUSIONES	98
RECOMENDACIONES.....	99
BIBLIOGRAFÍA	100
ANEXOS	103

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1: Taladros largos en abanico	26
FIGURA N° 2: Taladros largos en paralelo.....	27
FIGURA N° 3: Burden en TL.....	28
FIGURA N° 4: Espaciamiento TL.....	29
FIGURA N° 5: preparación de tajos en 3D	30
FIGURA N° 6: Errores en la perforación de taladros largos	31
FIGURA N° 7: Tipo y calidad de roca	32
FIGURA N° 8: Desgaste de la rosca	32
FIGURA N° 9: Intervalo de las brocas	32
FIGURA N° 10: Tipo y diámetro de la broca.....	33
FIGURA N° 11: Parámetros de la perforación	33
FIGURA N° 12: Percusión y rotación de la broca.....	34
FIGURA N° 13: Aceros de columna de perforación de TL	34
FIGURA N° 14: Diseño de investigación descriptivo comparativo.....	66

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA N° 1: Coordenadas UTM de la unidad minera Colquijirca	46
TABLA N° 2: Accesibilidad a la unidad minera Colquijirca.....	46
TABLA N° 3: Consumo de shotcrete vía húmeda de 2" mes de Julio	61
TABLA N° 4: Consumo de shotcrete vía húmeda de 1.5" mes de Julio	61
TABLA N° 5: Consumo de pernos phyton de 7" mes de Julio	61
TABLA N° 6: Consumo de arcos noruegos mes de Julio	61
TABLA N° 7: Consumo de malla electrosoldada mes de Julio	62
TABLA N° 8: Resumen de sostenimiento.....	62
TABLA N° 9: Resumen de avances lineales mensuales	63
TABLA N° 10: Resumen mensual de producción de mineral	63

ÍNDICE DE CUADROS

CUADRO N° 1: Calculo de burden y espaciamento para 89mm (-).....	70
CUADRO N° 2: Calculo de burden y espaciamento para 89mm (+).....	71
CUADRO N° 3: Calculo de burden y espaciamento para 64mm (-).....	71
CUADRO N° 4: Calculo de burden y espaciamento para 64mm (+).....	72
CUADRO N° 5: Costos de perforación de TL descendentes para diámetro de 64mm ..	81
CUADRO N° 6: Costos de perforación de TL descendentes para diámetro de 89mm ..	82
CUADRO N° 7: Costos de perforación de TL ascendentes para diámetro de 64mm	83
CUADRO N° 8: Costos de perforación de TL ascendentes para diámetro de 89mm	84
CUADRO N° 9: Costo de perforación de los diámetros de 64mm y 89mm	85
CUADRO N° 10: Resumen de productividad de TL descendentes en abanico	90
CUADRO N° 11: Resumen de productividad de TL ascendentes en abanico	92
CUADRO N° 12: Resumen de tiempos de perforación de TL de Ø 64mm y 89mm....	94

ACRÓNIMOS

TL	: Taladros largos
Tj	: Tajo
Ø	: Diámetro
TL (-)	: Taladros largos descendentes
TL (+)	: Taladros largos ascendentes
64mm	: Sesenta y cuatro milímetros
89mm	: Ochenta y nueve milímetros
Ø 64mm	: Diámetro de Sesenta y cuatro milímetros
Ø 89mm	: Diámetro Ochenta y nueve milímetros
Ton	: Toneladas
TM	: Toneladas métricas
MP	: Metros perforados
T	: Tiempo
SLOT	: Zanja
VCR	: Vertical Crater Retreat

RESUMEN

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. opera en la U.E.A Colquijirca conocido como yacimiento minero Marcapunta Norte se encuentra ubicado en el distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco entre las comunidades Huaraucaca, Esmelter y Colquijirca con coordenadas UTM N:8811271,E:361760 y Z:4300, en donde cuenta con dos minas a tajo abierto y mina subterreanea. La cual es conocida como Marcapunta Norte, dividida en tres zonas de trabajo zona norte, zona alta y zona baja donde se emplea el metodo de explotacion de Sublevel stoping con taladros largos con pilares corridos. la produccion de mineral es 8000Tn/dia con una ley promedio 2% de cobre donde es clasificado en tres partes como “mineral economico” con una ley mayor a 2% de cobre, “mineral marginal 1” entre los rangos de ley 0.8-1.6% de cobre y “mineral marginal 2” entre los rangos de ley 1.6-2% de cobre. por la repentina baja de ley de Cu, el presente estudio tiene por finalidad reducir los costos en el proceso de perforacion en taladros largos en abanico mediante el analisis de costos en los diametros de 64mm y 89mm en la fase de explotacion para incrementar la produccion de mineral de 8000Tn/dia a 12000Tn/dia, para no afectar las ganancias de la empresa y mantener el ritmo de produccion de concentrados finos de Cu para su exportacion, el estudio esta enfocado en los parametros de burden, espaciamiento, ratio de perforacion, eficiencias de perforacion, metros perforados por tajo, reducir los costos de perforacion y incrementar la productividad en el metodo de explotacion sublevel stoping con taladros largos en banqueo y ascendente en abanico mediante el analisis de diametro de 64mm y 89mm en el minado subterraneo.

PALABRAS CLAVES: Análisis, burden, costos, espaciamiento, diámetro y taladro

ABSTRACT

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. operates in the U.E.A. Colquijirca known as Marcapunta Norte mining deposit is located in the district of Tinyahuarco, province and department of Pasco between the Huaraucaca, Esmelter and Colquijirca communities with coordinates UTM N: 8811271, E: 361760 and Z: 4300, where It has two open-pit mines and an underground mine. Which is known as Marcapunta Norte, divided into three zones of work in the northern zone, upper zone and lower zone where the method of Sublevel stoping is used with long drills with continuous pillars. ore production is 8000Tn / day with an average grade of 2% copper, where three parts are classified as "economic mineral" with a grade higher than 2% copper, "marginal mineral 1" between the ranges of law 0.8-1.6% of copper and "marginal mineral 2" between the ranges of law 1.6-2% copper. Due to the sudden lowering of Cu law, the present study aims to reduce costs in the process of drilling in long drills in fan by analyzing costs in the diameters of 64mm and 89mm in the exploitation phase to increase the production of ore from 8000Tn / day to 12000Tn / day, so as not to affect the profits of the company and maintain the pace of production of Cu concentrates for its export, the study is focused on the parameters of burden, spacing, drilling ratio, efficiencies drilling, meters drilled by cutting, reduce drilling costs and increase production in the method of exploitation sublevel stoping with long drills in bank and upward fan by the analysis of diameter of 64mm and 89mm in the underground mining.

KEYWORDS: Analysis, burden, costs, spacing, diameter y dril

INTRODUCCIÓN

La U.E.A. Colquijirca de la Sociedad Minera El Brocal S.A.A. se ubica en el distrito de Tinyahuarco, Provincia y Departamento de Cerro de Pasco que cuenta con una mina superficial llamado tajo norte y subterráneo mecanizado llamado Marcapunta Norte, el presente trabajo de investigación se ha realizado en la mina subterráneo mecanizado que produce cobre, plata y plomo haciendo el uso del método de explotación de sublevel stoping con taladros largos.

Por lo tanto, en el primer capítulo se desarrolló los temas como descripción de la realidad del problema, formulación del problema y objetivos de la investigación los cuales han sido descritos acorde al trabajo de investigación.

En el segundo capítulo, se desarrollaron antecedentes de la investigación, marco teórico de la investigación, aspectos generales de la unidad minera Colquijirca y formulación de hipótesis.

En el tercer capítulo, se desarrollaron metodología de investigación, nivel de investigación, población y muestra, operacionalización de variables, técnicas de recolección de datos y técnicas para el procesamiento de la información.

En el cuarto capítulo, se desarrollaron la determinación de costos de perforación de taladros largos descendentes y ascendentes en abanico con los diámetros de 64mm y 89mm y la productividad, todos los resultados son analizados e interpretados en las conclusiones y recomendaciones.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción de la realidad del problema

Sociedad Minera el Brocal S.A.A. es una empresa minera polimetálica, dedicada a la exploración, extracción, concentración y comercialización de minerales polimetálicos como cobre, plata, plomo, oro y hierro. Actualmente están operando dos minas en donde; uno es a tajo abierto y otra subterránea mecanizada llamada Marcapunta Norte. Divididos en tres zonas norte, alta y baja.

La producción o meta es sobre 8000 Tn/día con una ley promedio de 2.% de cobre. Por la repentina baja de ley del “mineral económico” a “mineral marginal 2” hay la necesidad de aumentar la producción mineral 8000Tn/día a 12000 Tn/día para mantener el ritmo de producción de concentrado cobre fino, a la vez reducir los costos de perforación en taladros largos en abanico en la fase de explotación.

El análisis de costos de perforación de diámetros 64mm, 89mm y su productividad en el método de explotación sublevel stoping con taladros largos, es muy importante para hacer datos comparativos en cuanto a los beneficios y costos de operaciones y alcanzar mayor cantidad de producción de mineral en menor tiempo, por lo que se plantea el siguiente problema de investigación:

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Pregunta general

¿Cómo evaluar los costos de perforación en el método de explotación sublevel stoping con taladros largos de diámetros de 64mm y 89mm para incrementar la productividad en la U.M. Colquijirca-El Brocal?

1.2.2 Preguntas específicas

¿Cómo determinar los costos de perforación en el método de explotación sublevel stoping con taladros largos de diámetros de 64mm y 89mm en la U.M. Colquijirca-El Brocal?

¿Cómo determinar la productividad en el método de explotación sublevel stoping con taladros largos de diámetros de 64mm y 89mm en la U.M. Colquijirca-El Brocal?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Reducir costos de perforación mediante el análisis de los diámetros de 64mm y 89mm en el método de explotación sublevel stoping con taladros largos para incrementar la productividad en la unidad minera Colquijirca- El Brocal.

1.3.2 Obejetivos especificos

Determinar el costo de perforación en los diámetros de taladro de 64 mm y 89mm en el método de explotación sublevel stoping con taladros largos en la unidad minera Colquijirca- El Brocal.

Determinar la productividad de los diámetros de taladro de 64 mm y 89mm en el método de explotación sublevel stoping con taladros largos en la unidad minera Colquijirca- El Brocal.

1.4 Justificación de la investigación

El presente trabajo de investigación en la unidad minera Colquijirca-el Brocal en la mina subterránea mecanizado Marcapunta Norte está basada en pruebas de perforación de taladros largos en abanico positivos y negativos con diámetros de 64mm y 89mm, haciendo en paralelo la evaluación continua de costos de operaciones con la finalidad de aumentar la producción de mineral de Cu, Ag, Pb, Au y Fe de 8000Tn/día a 12000Tn/día para mantener el ritmo de producción de concentrado de Cu fino, teniendo en cuenta la

calidad de la roca para controlar la estabilidad de los pilares y la seguridad para cumplir con los estándares de mina para lograr el mejor rendimiento en el proceso extractivo del mineral de los tajos.

El análisis de costos de perforación en el método de explotación sublevel stoping con taladros largos en abanico nos permitirá tomar una mejor decisión en cuanto a los cambios de diámetro de taladro de 64mm a 89mm en el sistema de perforación para el incremento de la producción los cuales atraerá mayor beneficio económico, menor costo de dólares por tonelada, mejor fragmentación, mayor porcentaje de recuperación de mineral sobre el perfil final del diseño, aumento de ratio de la perforación, menor consumo de aceros y mayor disponibilidad física y/o mecánica de las flotas.

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1 Antecedentes de la investigación

(Moran Montoya, 2009) En su tesis Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la Unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalurgia-Universidad Nacional de Ingeniería, llega a las conclusiones: el costo de mina es 3.82 US\$/Tcs en el método de explotación de taladros largos y 15.68 US\$/Tcs en el método de explotación de corte y relleno. En productividad 40 Tcs/hombre-gdia en el método de explotación de taladros largos y en 14.29 Tcs/hombre-gdia en el método de explotación de corte y relleno.

(Sullca Romero, 2015), en su tesis evaluación técnico económica del minado por sub niveles con taladros largos en mantos en la U.E.A. Colquijirca-Sociedad Minera El Brocal S.A.A., para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil-Universidad Nacional de san Cristobal de Huamanga, llegado a las conclusiones siguientes: se ha diseñado y puesto en marcha un método de minado que combina el uso del método convencional de cámaras y pilares corridos con el método por tajeos por subniveles con taladros largos para la apertura de las cámaras, lo cual está permitiendo el minado masivo del yacimiento Marcapunta Norte, los resultados que se vienen logrando son satisfactorios tanto en el control de la estabilidad de las cámaras y de los pilares como en la eficiencia del minado. El minado está avanzando y están quedando vacías las cámaras que constituyen los tajeos primarios en la primera fase de minado y ante la exigencia de la gerencia a tener planes a corto,

mediano y largo plazo se ha mostrado eficiencia en la gestión lo que se representa en los resultados obtenidos y la inversión en equipamiento fue aproximadamente veinte millones de dólares a través de una gestión financiera eficiente con el respaldo de la seriedad y solidez mostrada por la empresa.

(Guerrero Sandoval, 2015) en su tesis aplicación de taladros largos en vetas angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA Nv.200-Flor de Loto-Compañía Minera Raura S.A, para optar obtener el Título Profesional de Ingeniera de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas-Universidad Nacional de Piura, concluye debido al agotamiento de las reservas en cuerpos de la mina Raura y su posterior a minado en vetas angostas, se tuvo que adecuar los diversos subprocesos de explotación en la mina con el objetivo de mantener el nivel de producción diario y con ello garantizar los resultados operativos óptimos propios de las exigencias en un minado de vetas angostas además de garantizar altos estándares de seguridad, juega un papel importante y estratégico en los programas de exploración, desarrollo y preparaciones de la mina en alto nivel requerido para poder afrontar con éxito la transición y adecuación del método de minado y el proceso de adecuación del método de minado en mina Raura es un proceso dinámico en la actualidad se están introduciendo nuevos parámetros tales como secciones aún más reducidas con la siguiente búsqueda de maquina perforadoras nuevos esquemas de voladura y altura de banco menos.

(Rivera Rojas, 2015), en su Tesis Método de minado Sub Level Stopping en Corporación Minera Castrovirreyna S.A. – Ayacucho, para optar el título de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería Geológica, Minería y Metalúrgica – Universidad Nacional de Ingeniería. Llega a las conclusiones: La vida útil del proyecto con el método de minado Sublevel Stopping es de 17 meses, donde incluye el periodo de preparación y explotación; mientras con el método Cut and fill Stopping es de 23 meses, donde se incluye el periodo de preparación y explotación, de acuerdo a la evaluación económica el método de minado sublevel stopping tiene un VAN de US\$ 705254.93 que es mayor que el VAN del método de minado Cut and Fill stopping en un 66.67% lo que nos indica que la aplicación del método de minado sublevel stopping hace más rentable el proyecto.

(Vásquez Rivas, 2015), en su tesis elección y aplicación del método tajeo por subniveles con taladros largos para mejorar la producción en la veta Gina Socorro tajeo

6675-2 de la U.E.A. Uchuchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A., para optar título profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas-Universidad Nacional del Centro del Perú. Llega a las conclusiones se elige y se aplica en métodos de explotación minera tajeo por subniveles taladros largos y se mejora la producción de mineral con las mismas condiciones geológicas y geomecánicas del yacimiento en la U.E.A. Uchuchacua ya que el tajo 6675-2 de la veta Gina Socorro posee características geométricas y geomecánicas favorables y se optimiza la producción de mineral al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos esto es corroborado con el análisis económico el valor presente neto del proyecto usando taladros largos es US\$ 2'050,260.0 mayor que usando el método de corte y relleno pues el volumen de producción mensual es mayor y menor el periodo de explotación bajo condiciones metalúrgicas y precio del metal Ag, Zn, y Pb la ley mínima de corte es 6.4508 Oz Ag/Tcs.

(De la Cruz Escobar & Mallico Irrazabal, 2014), en sus tesis aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona Esperanza-CIA Minera Casapalca S.A., para optar título Profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería de Minas-Civil-Universidad Nacional de Huancavelica. Llega a las siguientes conclusiones con el método de taladros largos en vetas angostas en la CIA Minera Casapalca S.A. los costos de operación se reducen a 13% la cual es muy rentable por ser base para obtener utilidades, aplicando taladros largos en vetas angostas los costos directos e indirectos reducen a 5.72 US\$/Ton. Es más rentable que el método de corte y relleno ascendente, aplicando taladros largos en vetas angostas los costos de perforación reducen a 0.45 US\$/Ton y aplicando taladros largos en vetas angostas los costos de voladura reducen a 1.04 US\$/Ton.

(Ramirez Maza, 2011) en su tesis implementación de taladros largos en vetas alianza y llacsacocha de unidad minera Huaron-Pan American Silver S.A. para optar título Profesional de Ingeniero de Minas, presentado a la Facultad de Ingeniería de Geológica, Minera y Metalúrgica-Universidad Nacional de Ingeniería. Llega a las siguientes conclusiones la aplicación de taladros largos constituye un método seguro para personal y equipos, el costo promedio de perforación es de 0.97 US\$/Ton y el costo de voladura es de 0.41 US\$/Ton los cuales representan el 3.9% y el 1.7% del costo de minado.

2.2 Marco teórico de la investigación

2.2.1 Métodos de explotación con taladros largos

Según (Exsa, 2012), escribe en el manual de perforación y voladura de taladros, en métodos de explotación con taladros largos “Sublevel Stoping”, es una aplicación de los principios de voladura de banco a cielo abierto a las explotaciones subterráneas, consiste en el arranque del puente entre dos niveles de perforación en sentido descendente y ascendente, en donde estas están divididas en dos partes:

- Método taladros en abanicos-SLC
- Método taladros paralelos-SLV

En el método de explotación subterránea por sublevel stoping, es uno de los métodos más utilizados en la explotación de minería subterránea. También denominada explotación por subniveles con perforación y voladura de taladros largos. (Castillo, 2014)

El tajeo por subniveles (sublevel stoping, blasthole o longhole stoping) con taladros largos; es un método de minado de alta productividad aplicados a cuerpos o vetas extensos; de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes lo cual no necesitan hacer soportes y el mineral fragmentado fluye por la gravedad de la misma.

Según (Palomino, 2007), sustenta este método de explotación requiere de una fuerte inversión en la etapa de preparación de galerías, aunque dicho costo es compensado en gran parte de la preparación con el mineral de la misma. La perforación de taladros largos es efectuada con máquinas perforadoras de taladros largos. La eficiencia de la voladuras es a gran escala en el tajeo por subniveles uno de los métodos de minado subterráneo de más bajo costo.

Según (Palomino, 2007), describió los cuerpos mineralizados tienen prolongadas dimensiones, estos se dividen en dos o más tajeos para evitar el derrumbe de las cajas techo y piso para la estabilidad del macizo rocoso se dejan pilares de mineral, la función principal es hacer soporte a las cajas techo y piso. Los pilares son minados parciales o totalmente al final de la explotación para generar menor riesgo y crear menores condiciones y actos subestándares de seguridad para los trabajadores.

En el manual de minería menciona que la explotación subterránea, es usado cuando las zonas mineralizadas (vetas o cuerpos de mineral económico) son angostas y profundas, en donde según las evaluaciones técnicas y económicas justifica la perforación de túneles y socavones para posibilitar su extracción. (Estudios mineros del Peru SAC, 2011)

2.2.1.1 Método de taladros en abanicos-sl

Según (Exsa, 2012), escribió en el método de taladros largos que es aplicado en cuerpos diseminados, la longitud de perforación de taladros son variables superiores a los 15 metros dependiendo de las dimensiones del block mineralizado.

La altura entre subniveles de perforación es de 30 metros, en estos subniveles se realizan perforaciones de taladros ascendentes y descendentes en abanicos para lo cual se utiliza diámetros de broca de 64mm. Con la finalidad de reducir la desviación de los taladros.

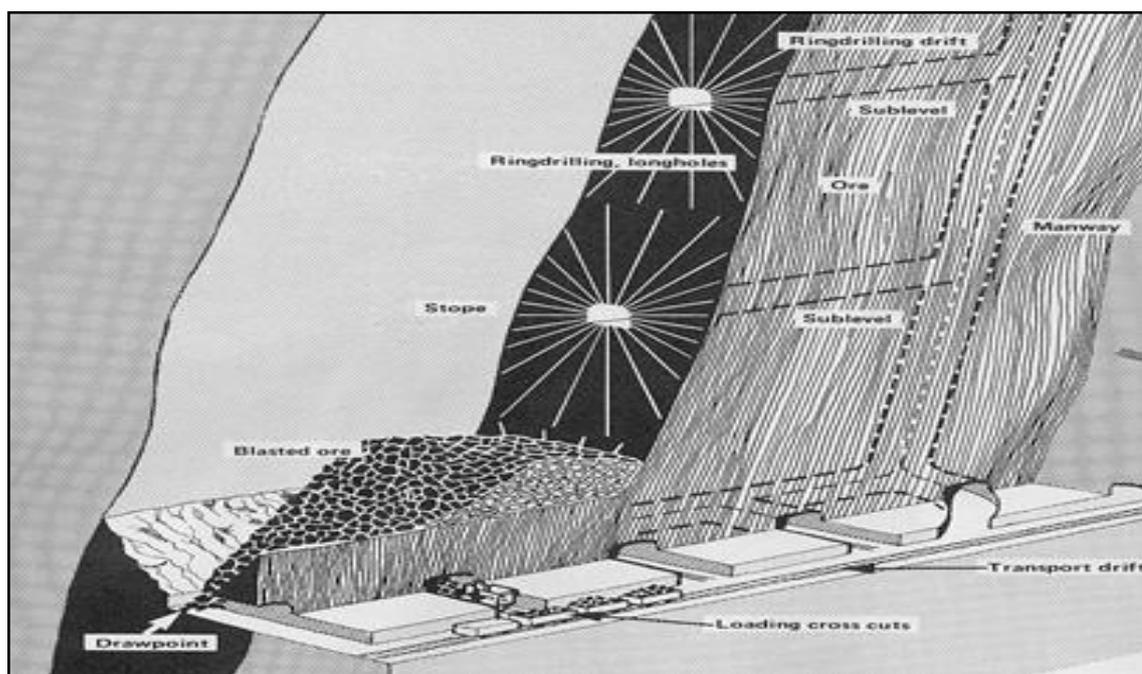


FIGURA N° 1: Taladro largos en abanico
Fuente: perforación y voladura de EXSA

Inicialmente se desarrolla una chimenea llamada VCR (espacio reducido) que apertura una cara libre, luego se realizan voladuras los taladros llamados SLOT, próximo se disparan las filas llamadas taladros de producción. Se utiliza voladura controlada en los límites de los tajeos para reducir los riesgos por caída de rocas (Saforas Huaman, 2012).

2.2.1.2 Método taladros paralelos-slv

Según (Exsa, 2012), definió el método taladros paralelos es aplicado básicamente en blocks de mineral de potencias menores, vetas donde la potencia minable es de 1.5 metros hasta 3 metros, el área de los subniveles son de 2.5m x 2.5m, sirven como subniveles de perforación así como también para el recorrido de los equipos de perforación y de limpieza de scooptram.

Existen una regular continuidad en la mineralización lo cual hace viable la aplicación de este sistema, el buzamiento está en promedio de 75° lo cual la inclinación es favorable en el desplazamiento del material dentro del tajo.

La altura entre subniveles es de 15 metros, a partir de estos subniveles se ejecutan perforaciones de taladros paralelos al buzamiento de la veta en sentido ascendente y descendente con una longitud entre 12-15 metros como máximo, lo cual se utilizan diámetros de broca de 64mm con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros.

Las ch-slot son usados como cara libre son preparados con una sección de 2x2 metros. Las chimeneas están ubicadas a los extremos del tajo de tal forma que la explotación se hace en retirada y en rebanadas verticales.

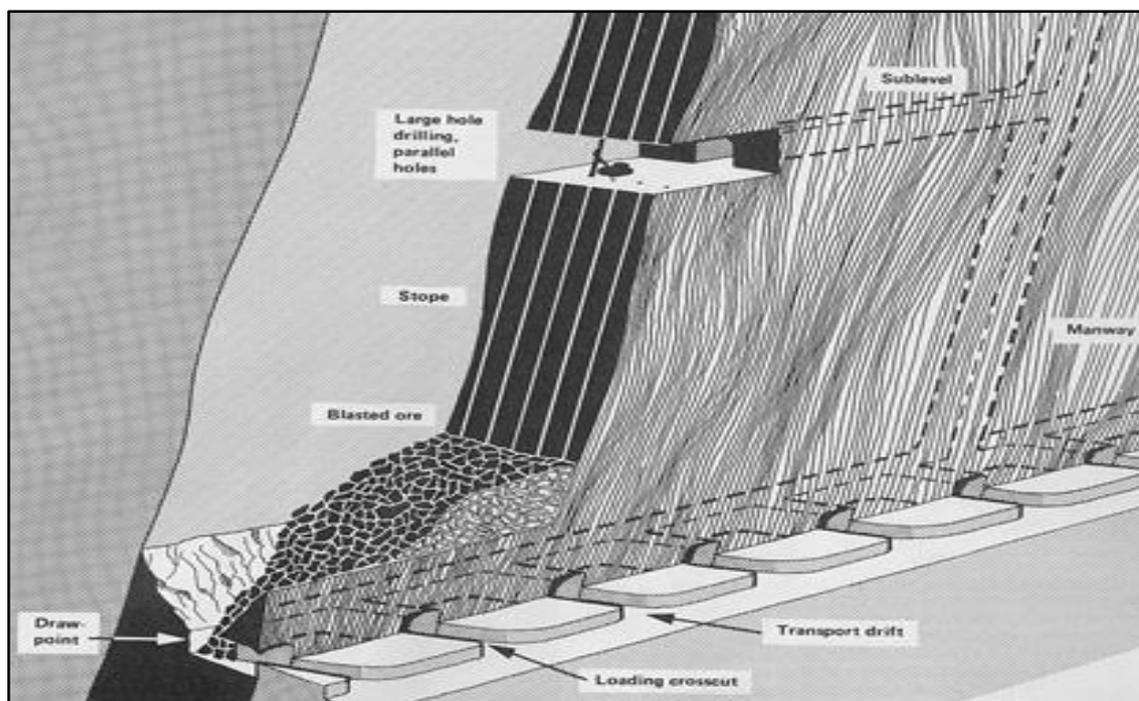


FIGURA N° 2: Taladros largos en paralelo
Fuente: perforación y voladura de EXSA

Ventajas

- Mayor seguridad en los trabajos y regularidad de la producción.
- Alta productividad y rendimiento de arranque por metro perforado.
- Gran altura de tajeos que permite grandes volúmenes de mineral.
- Posibilidad de extraer con seguridad alto porcentaje de mineral disparado, sin la necesidad de equipos a control remoto.

Desventajas

- Pueden haber dilución del mineral con material estéril especialmente debido a irregularidades en los límites del cuerpo o a intrusiones del estéril en el mineral.
- Apelmazamiento del mineral después de la voladura por la carga del mismo desde gran altura.
- El nivel de vibraciones producido por la detonación de mayor cantidad de explosivo en los taladros da lugar a esfuerzos dinámicos que pueden producir daños en las labores subterráneos o instalaciones próximas.

2.2.1.3 Burden en taladros largos

Burden en minería subterránea mecanizada en el método de explotación sublevel stopping es llamado a la distancia entre la cara libre del tajo y la primera fila del tajo así sucesivamente hasta el final del minado

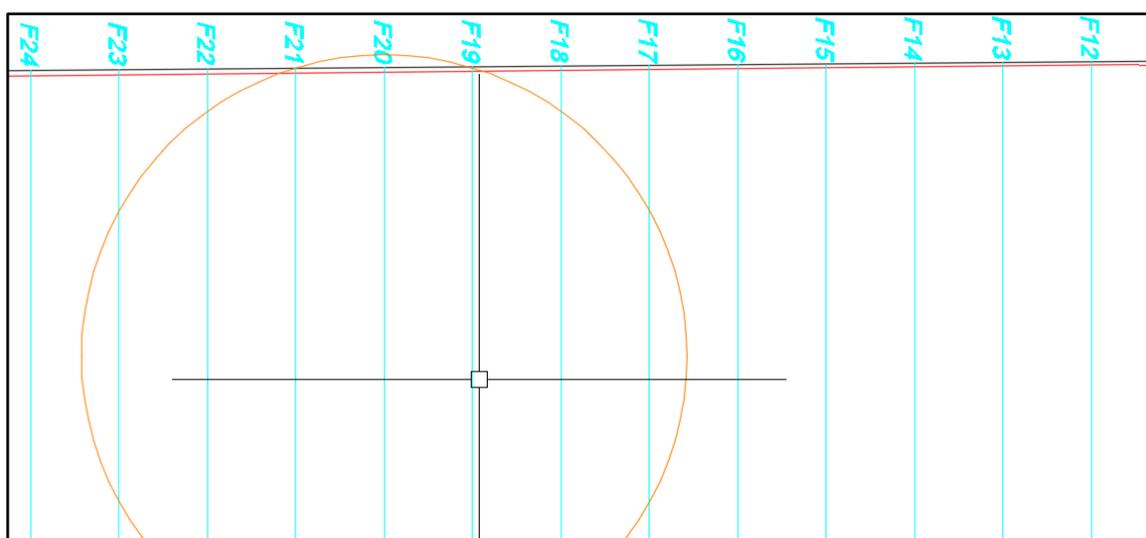


FIGURA N° 3: Burden en TL

2.2.1.4 Espaciamiento en taladros largos

Espaciamiento en minería subterránea mecanizada en el método de explotación sublevel stoping es llamado a la distancia entre taladro y taladro en forma perpendicular de una sección transversal en una malla de perforación.

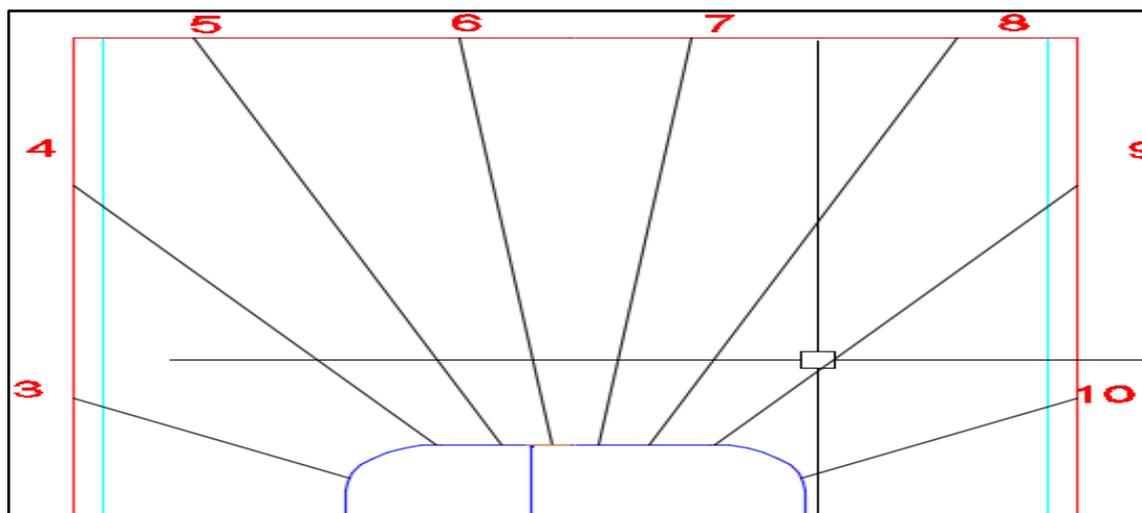


FIGURA N° 4: Espaciamiento TL

2.2.2 Preparación de tajos

La preparación de tajos inicia con avances lineales de galerías de sección en promedio 4x4 m² con una pendiente o gradiente de 1% positivo o negativo dependiendo al planeamiento de corto plazo y aplicando la política de labor avanzado labor sostenido lo cual los sostenimientos son aplicados de acuerdo al tipo de roca y recomendación del área de geomecánica.

Las galerías de preparación son realizadas en los diferentes niveles superiores e inferiores con la misma dirección o eje a lo planeado por el área de planeamiento en donde nos permite hacer cumplir el ciclo de minado eficiente y siempre haciendo el control diario por parte del área de topografía que hace mediciones diarios en avances lineales de los disparos realizados por la anterior guardia, controlando gradiente y dirección, radios de curvatura, controlando las sub y sobreroturas de los avances lineales, haciendo seguimiento y control de rellenos, trazo y/o marcado de malla de perforación en avances lineales y marcado de malla en tajos como VCR, SLOT, filas, ejes y baricentro, etc. Los cuales son un soporte para sublevel stoping.

El acceso a los tajeos de explotación es por rampas negativos y/o positivos, cortadas, by pass y galerías, etc. Los cuales nos permiten tener buena ventilación y rápido desplazamiento de equipos pesados y livianos a las zonas de trabajo.

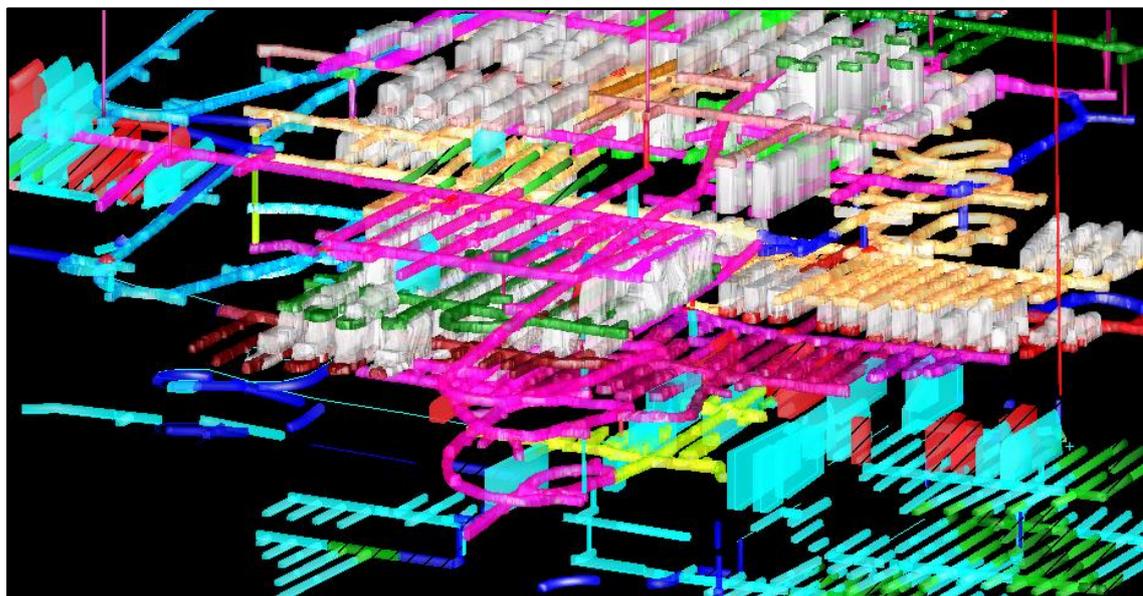


FIGURA N° 5: preparación de tajos en 3D

Fuente: Planeamiento JRC Ingeniería y Construcción-Colquijirca

2.2.3 Perforación de taladros largos

La perforación de taladros en abanico se realiza en una labor o galería ya preparado como son en diferentes niveles, para tajos se prepara galerías en nivel superior e inferior, se hacen las perforaciones desde el nivel superior taladros largos negativos en forma de abanico y desde el nivel inferior se hacen perforaciones positivos en forma de abanico con equipos como simbas ATLAS COPCO de modelo H1254 electrohidráulicos con telemandos acondicionados con sus respectivos ejes de movimiento y siempre cumpliendo los procedimientos escritos de trabajo. Ver anexo N° 29

Para hacer un trabajo de forma eficiente el área de planeamiento diseña la malla de perforación de taladros largos en abanico de acuerdo a los parámetros del tajo y por otra parte el área de topografía realiza el trazo del diseño de malla de taladros largos en labor ya preparado como el eje del tajo, baricentro, filas positivos y negativos, SLOT y VCR. Ver anexos N° 4 y 5

2.2.3.1 Factores que originan la desviación del taladro

Según (Exsa, 2012), demostró que los Factores que originan desviación de taladro antes de la perforación:

- Error en el posicionamiento del equipo.
- Error en la selección y lectura de ángulos.
- Error en el emboquillamiento y en la fijación de la viga de avance.

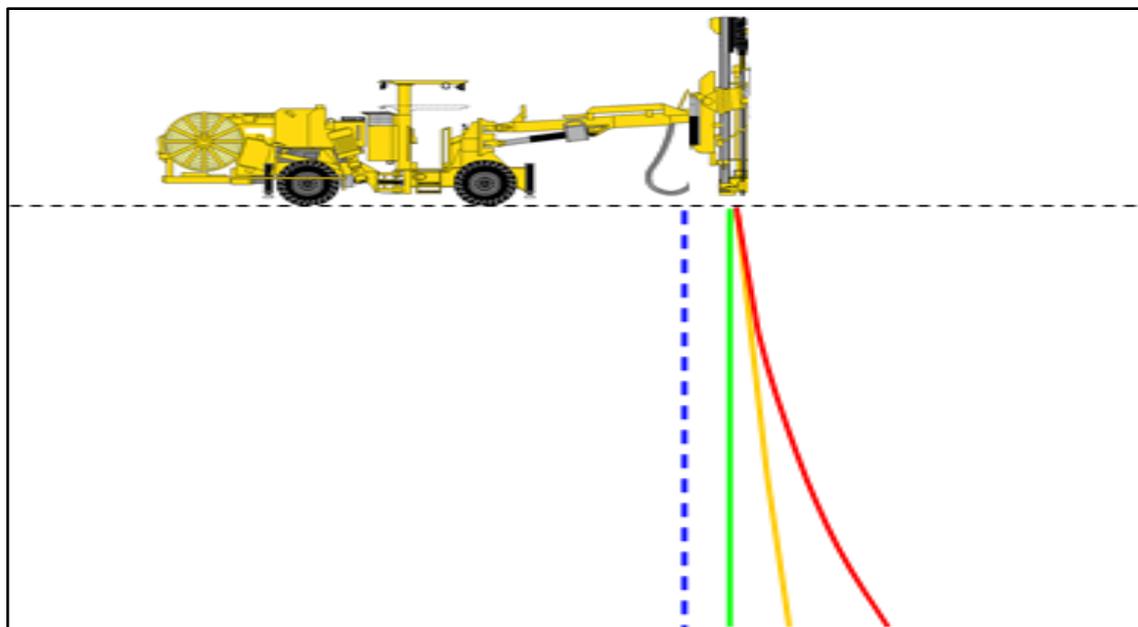


FIGURA N° 6: Errores en la perforación de taladros largos
Fuente: perforación y voladura de EXSA

Factores relacionados a la condición y estado del equipo

- Estado de la perforada.
- Carro porta perforada, deslizadera y componente.
- Viga de avance.
- Sistema lector de ángulo.

Factores dentro del taladro

- Tipo y calidad de roca.

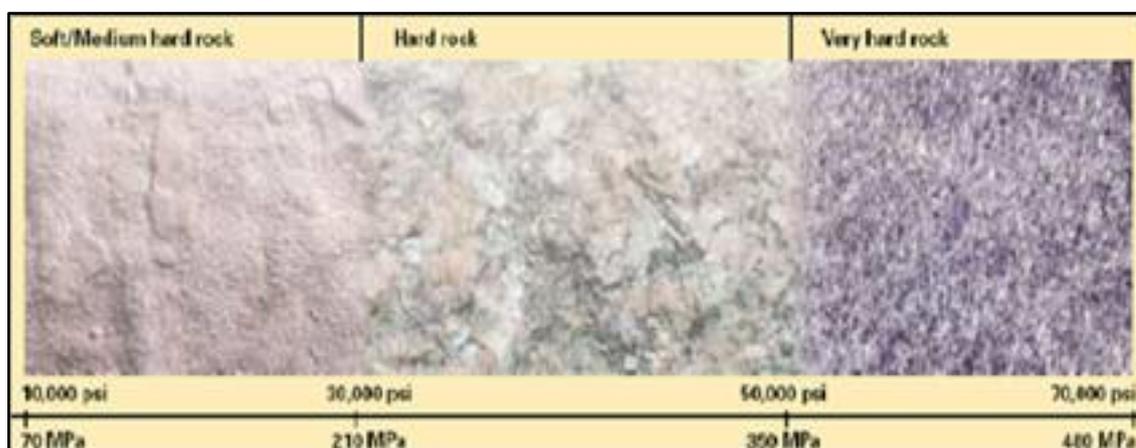


FIGURA N° 7: Tipo y calidad de roca
Fuente: perforación y voladura de EXSA

Factores durante la perforación

- Estado de la columna de perforación (desgaste de roscas)



FIGURA N° 8: Desgaste de la roca
Fuente: perforación y voladura de EXSA

Intervalo oportuno y correcto de las brocas

- Antes que aparezca las microfisuras (piel de serpiente).
- Antes que ocurra la rotura de los insertos.
- Antes que los planos de desgaste sean mayores a $1/3$ del diámetro del inserto.
- Antes que la velocidad de penetración disminuya.
- Antes que se presente el contracono.
- Antes que la desviación del taladro este fuera de control.

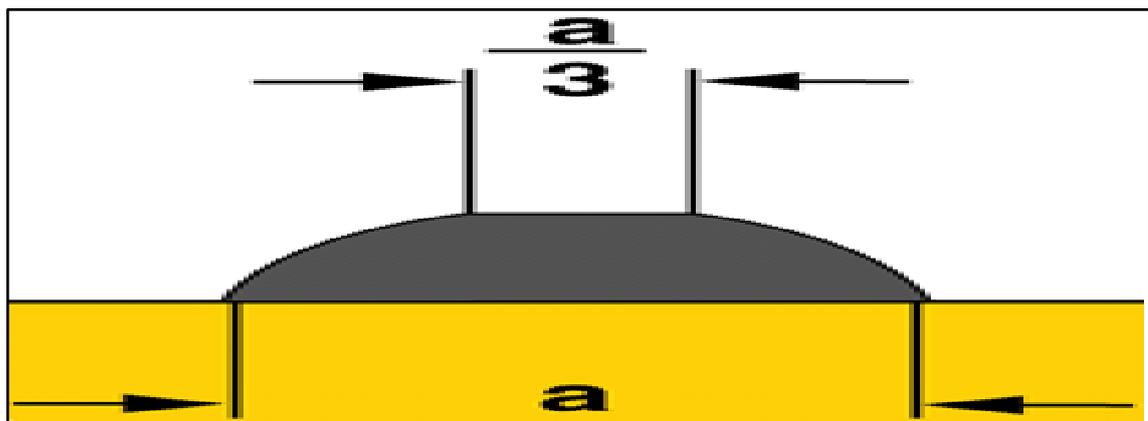


FIGURA N° 9: Intervalo de las brocas
Fuente: perforación y voladura de EXSA

Tipo y diámetro de broca

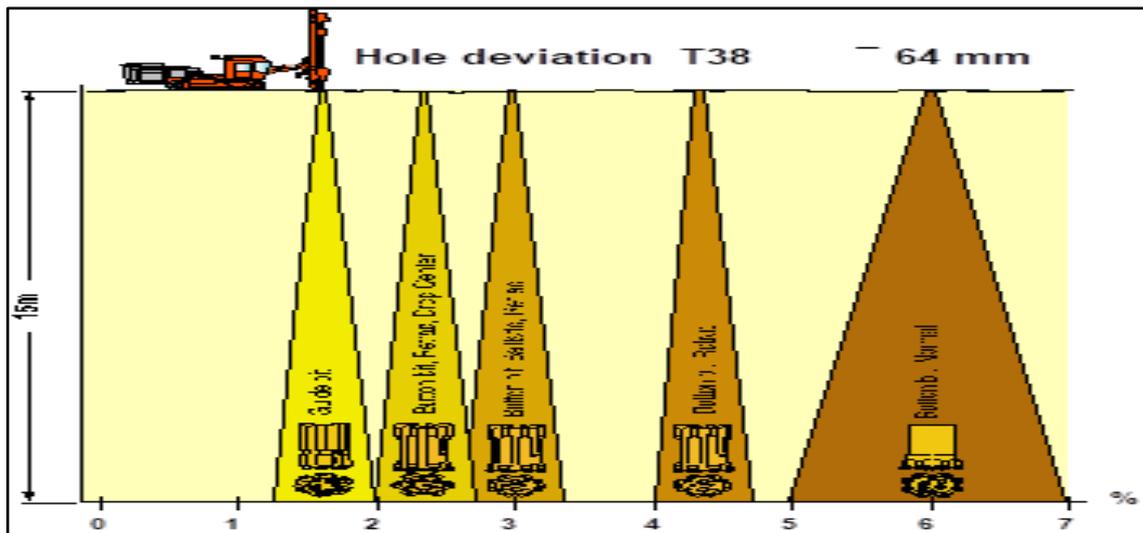


FIGURA N° 10: Tipo y diámetro de la broca
Fuente: perforación y voladura de EXSA

Parámetros de perforación

- Rotación.
- Percusión.
- Fuerza de avance.
- Sistema anti-atasque.
- Barrido.

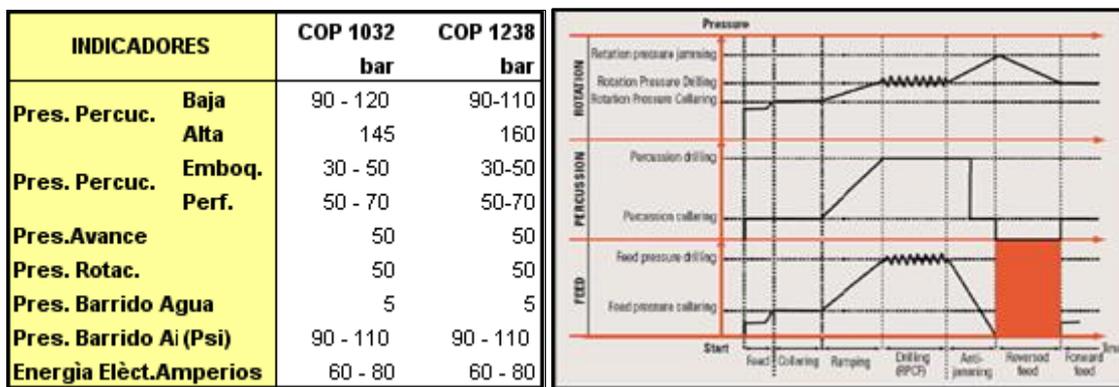


FIGURA N° 11: Parámetros de la perforación
Fuente: perforación y voladura de EXSA

Existen solamente dos maneras básicas de atacar mecánicamente a una roca y estos son la percusión (fuerza de impacto de 25ton), rotación (velocidad de rotación 250 rpm) y adicionalmente tenemos una fuerza de empuje de 1.5 ton a esta fuerza se le denomina avance. Es la interacción entre la broca y la roca la que gobierna la eficiencia de transferencia de la energía por lo tanto el proceso de fracturamiento de la roca está supeditado a la energía entregado por la broca.

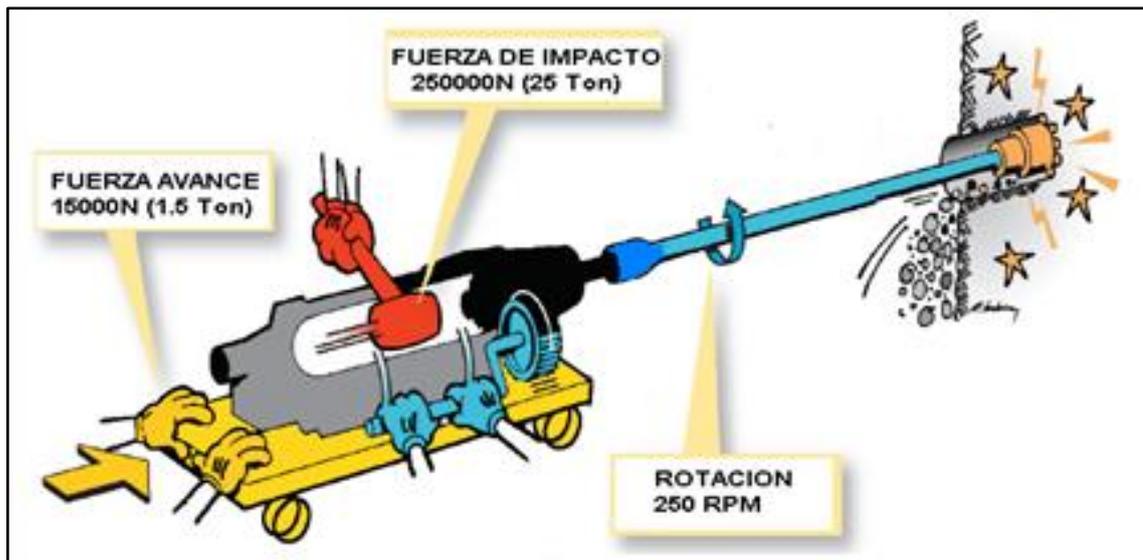


FIGURA N° 12: Percusión y rotación de la broca
Fuente: perforación y voladura de EXSA

2.2.3.2 Aceros de perforación

Para las columnas de perforación (T38 y T45), emplean aceros como shank adapter, barras de extensión, tubo guía, brocas y rimadoras.

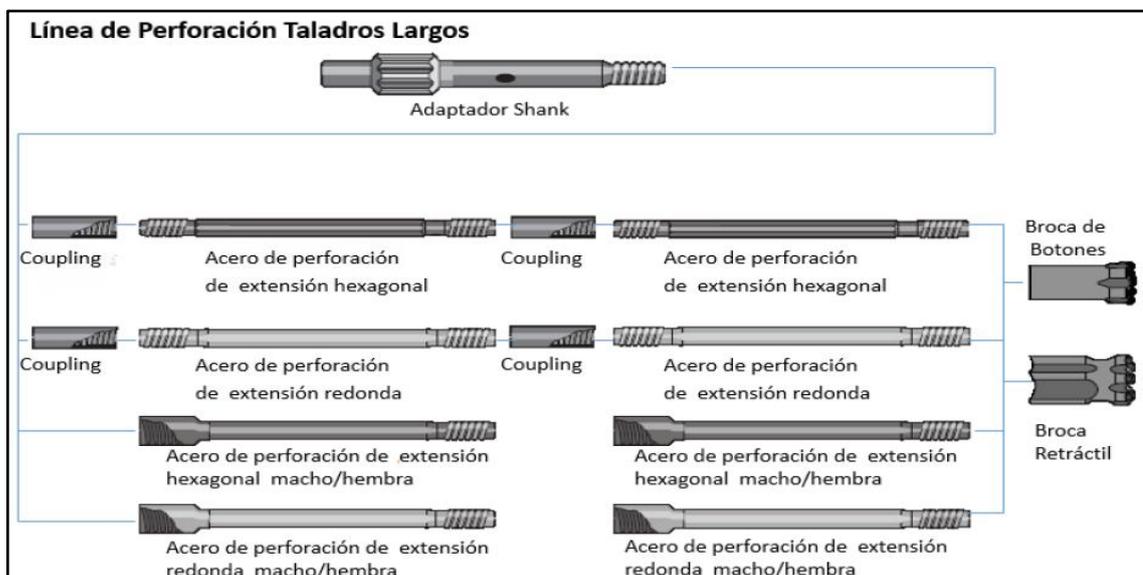


FIGURA N° 13: Aceros de columna de perforación de TL
Fuente: boart Longyear

2.2.4 Voladura

Los criterios de la mecánica de rocas en la voladura es un proceso de fracturamiento con altas presiones y temperaturas generadas por explosivos confinados dentro de los taladros perforados en la roca donde originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos fragmentación y desplazamiento. El efecto

de fragmentación se refiere al tamaño de los fragmentos producidos a su distribución y porcentaje por tamaños mientras el efecto dinámico de desplazamiento se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

En un proceso de fragmentación en la voladura lo importante es la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el diámetro fragmentado que se requiere en planta concentradora especialmente en la chancadora primario.

2.2.4.1 Voladuras de taladros largos

Consiste en la fragmentación y desplazamiento de las rocas de un nivel inferior y luego del nivel superior lo cual se trabaja en dos fases en los cuales primero se realiza la voladura de los taladros positivos en forma de rebanadas y en segundo plano los taladros negativos en forma de retirada y siempre controlando la velocidad pico partícula y carga operante para la estabilidad de las cajas o paredes de los tajos y teniendo en cuenta lo siguiente:

- Dilución o pérdida de mineral.
- Ventilación por la emisión de gases producto de la voladura.

2.2.4.2 Elementos fundamentales de la voladura

- Condición y estructura del macizo rocoso.
- Trazo, diseño de malla y perforación.
- Selección del explosivo adecuado.
- Secuencia de salidas, velocidad pico partícula y carga operante.

2.2.4.3 Parámetros a considerar al elegir un explosivo

La elección de un explosivo debe hacerse de acuerdo a una serie de condiciones o parámetros como:

- Presencia de filtración de agua en los taladros.
- Toxicidad de los gases de la explosión.
- La dimensión del diámetro de taladros.
- Calidad del macizo rocoso.
- Factor de seguridad del explosivo.
- Tipo de trabajo a ejecutar.
- Sistema de iniciación a utilizar.

- Las vibraciones generadas por la voladura.

2.2.4.4 Emulsión encartuchada

Está compuesta por una envoltura plástica que posee propiedades de físicas y químicas, resistencia al agua y genera menor calidad de gases en voladura. (Famesa, 2015).

Los tipos de emulsiones:

- Emulnor 500 para la voladura de rocas suaves.
- Emulnor 1000 para la voladura de rocas suaves a intermedias.
- Emulnor 3000 para la voladura de rocas intermedias a duras.
- Emulnor 5000 para la voladura de rocas muy duras.

2.2.4.5 Accesorios de voladura

Según (Famesa, 2015), determino en todo proceso de voladura es necesario que la detonación se inicie correctamente, es por eso necesario conocer todos los medios y técnicos que permitan iniciar la reacción en régimen de detonación, la iniciación de los explosivos para la voladura es que produzca la detonación de un conjunto de taladros con un determinado orden.

Según (Famesa, 2015), desarrollaron la iniciación del explosivo tiene que ser aquella donde asegure que la detonación alcance de manera eficiente durante toda la reacción en el interior del taladro. En este aspecto un explosivo que no se inicie correctamente provoca que alcance una velocidad de detonación inferior a la nominal, llegando a reaccionar en deflagración o incluso llegar a detenerse la reacción. La iniciación es fundamental para el proceso de la voladura o caso contrario no se habrá realizado una voladura óptima.

Según (Famesa, 2015), elaboro en cuanto a la iniciación de una voladura, pueden presentarse diseños muy diferentes que vayan desde la detonación de varios detonadores hasta diseños tales que impliquen cientos de detonadores en grandes voladura, siendo imprescindibles una secuencia de salida para lograr unos resultados adecuados de fragmentación, el movimiento de la pila de material volado y el ser compatible con las afecciones al entorno.

Pentacord (cordón detonante)

Según (Famesa, 2015), formulo que el cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita de quien la velocidad de detonación es de 7000 metros por segundo, el cordón detonante se aplica principalmente para transmitir a los explosivos colocados en los taladros la detonación iniciada por un detonador. Algunos tipos de cordón detonante (los de mayor granaje) pueden utilizarse como explosivo principal para la carga de taladros de voladura.

Carmex (armada de mecha lenta)

El carmex es un sistema de iniciación concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras, está integrado por accesorios de voladura tradicional mejorados en sus componentes. (Famesa, 2015).

Los objetivos fundamentales el uso del carmex es excluir los defectos que existen en la preparación de las armadas, descartar el chispeo manual de la mecha de seguridad evitando mayor tiempo de exposición, permite la salida más rápida y segura del personal, generalmente anclado al fulminante N° 08, contiene mecha de seguridad y conector.

Fanel (detonador no eléctrico)

Es un accesorio eficaz en el uso de voladuras en minería subterránea y superficial, ofrece beneficios de sincronización sin riesgo y permitiendo descartar todo error en conexiones (Famesa, 2015).

Fulminante de retardo N° 12, fanel es de manguera o de tubo de choque de los colores rojo y naranja para periodos cortos y el amarillo para periodo largo, con etiqueta y número de serie, tiempo de retardo y los conectores de plástico de tipo J en color rojo para periodo corto y amarillo para periodo largo.

Mecha rápida (cordón de ignición) y conectores

Según (Famesa, 2015), indico que para el encendido de voladuras de gran número de taladros de seguridad y fulminante. La mecha rápida cumple la función doble accesorio de ignición y retardo que permite con un solo chispeo asegurar el encendido secuencial o en rotación de una serie de mechas con un orden de salida preestablecido que se controla con la longitud de mecha rápida entre cada conector, donde podemos decir el espaciamiento entre cada mecha de taladros a encender.

2.2.5 Costos

2.2.5.1 Administraciones de costo

Para una mejor administración se necesita de una visión global de los procesos de una producción, en lo cual es necesario entender la manera en que se generan los costos a lo largo de las actividades del proceso productivo, percibir el comportamiento de los costos en función de los parámetros operacionales y medir parámetro e insumos variables.

Dentro la gestión de costos es oportuno precisar indicadores dentro de cada actividad que den cuenta de la evolución de la operación en el tiempo, estos indicadores deben relacionarse los insumos en unidades físicas con algún parámetro operacional y que no deben relacionarse con variable externas a la operación, porque acarrea errores o distorsiones al momento de explicar el proceso y su optimización.

Se debe evitar el uso de indicadores definidos como costo versus parámetro operacional, es donde existen factores externos a la operación misma que influyen a los indicadores como por ejemplo de los insumos.

2.2.5.2 Costos por actividad

Para emplear un sistema de costo establecido en actividades, primeramente se debe describir que es una actividad, definiéndose esta última como un acontecimiento, tarea o unidad de trabajo que tiene un motivo específico dentro del proceso productivo. (Horngren, Charles, Srikant, & Madhav, 2012)

El costo basado en actividades permite comprender el enlace entre el proceso con los costos, identificar los factores fisicoquímicos que gobiernan los costos de procesos, además de emplear los procesos y los modelos de costo de sistema de producción. La administración requiere de un entendimiento de las razones causales de los costos y su relación con el proceso de producción (Landolt, O. Schnake, & M. Isakson, 2007).

La metodología de costeo basado en actividades como subsidio para la reducción de costos en operaciones subterráneas del tipo block caving. Se considera que el costo basado en actividades ha demostrado a lo largo de una amplia gama de industrias que produce una significativa reducción en los costos y es capaz demostrar en forma transparente como cada gasto se va haciendo en el tiempo. (Tulcanaza & G. Ferguson, 2004).

El desarrollo de un sistema productivo ABC ofrece la posibilidad de asignar los diferentes costos a las actividades del proceso, experimentando en qué lugar se generan, pudiendo identificar estos incluso hasta el nivel de equipos.

2.2.5.3 Tipos de costos

Según (Sin Autor, SliderShare, 2019), afirmo que los costos se clasifican de acuerdo a categorías o grupos, que posean ciertas características comunes, análisis y presentar la información que es utilizado en la toma decisiones.

2.2.5.3.1 Costos de financiamiento

Es la producción de fondos para aplicar en un comercio como intereses pagados por préstamo, comisiones y otros gastos bancarios e impuestos derivados de las transacciones financiero.

2.2.5.3.2 Costo de administración

El costo de administración es para la gestión del negocio como sueldos y cargas sociales del personal del área de dirección general de la empresa, horarios pagados por servicio profesionales, servicios públicos, alquiler de oficina y papelería e insumos propios de la administración.

2.2.5.3.3 Costos de producción

El costo de producción accede a obtener determinados bienes de otros, por medio del empleo de un proceso de transacción como costo de la materia prima y materiales que intervienen en el proceso productivo, sueldos y cargas sociales del personal de producción, depreciaciones del equipo productivo, costo de los servicios públicos que intervienen en el proceso productivo, costos de envases y embalaje, costos de almacenamiento, depósito y expedición.

2.2.5.3.4 Costo de comercialización

Es el costo que facilita el proceso de venta de los bienes y servicios a los clientes como sueldos y cargas sociales del personal del área comercial, comisiones sobre ventas, fletes hasta el lugar del destino dela mercadería, seguros por el transporte de mercadería, promoción y publicidad, servicios técnicos y garantías de post-ventas.

2.2.5.4 Clasificación de costos por su grado de variabilidad

La clasificación de costos tiene una importancia en realizar estudios de planificación y control de operaciones lo cual está mencionado a la variación de los costos según los niveles de producción.

2.2.5.4.1 Costos fijos

Es aquel costo cuyo importe permanece constante e independiente al tamaño de producción de la empresa. Se pueden rastrear y llamar como costos de mantener la empresa abierta, de manera tal que se realice o no la producción, se venda o no la mercadería o servicio dichos costos igual deben ser solventados por la empresa como por ejemplo en sector minero.

- Ventilación de mina subterráneo.
- Servicios de vigilancia externo.
- Alquileres de servicios para uso administrativo.
- Amortización o depreciación de equipos pesados y ligeros.
- Seguros.
- Impuestos fijos.
- Servicios públicos como luz, gas, etc.
- Sueldos y cargas sociales de encargados, supervisores, gerentes, etc.

2.2.5.4.2 Costos variables

Es aquel costo que cambian en forma proporcional con el nivel de producción o actividad de la empresa como por ejemplo en el sector minero.

- Mano de obra directa.
- Materiales e insumos directos como explosivos, neumáticos, aire comprimido, energía, etc.
- Impuestos específicos.
- Transporte.
- Comisiones sobre ventas.

2.2.5.5 Clasificación de costos por asignación contable

El costo en el sector empresarial están divididas costos directos y costos indirectos

2.2.5.5.1 Costos directos

Es aquel costo que actúa o influencia directamente a la actividad de producción por lo general se refieren a los costos variables.

2.2.5.5.2 Costos indirectos

Es aquel costo que no son designados directamente a la actividad de producción que más bien dependen del costo directo o servicios pero que son necesarios para la producción. Se distribuyen entre las diversas unidades productivas mediante algún criterio de reparto en la mayoría de los casos los costos indirectos son costos fijos.

2.2.5.6 Clasificación de costos según su comportamiento

2.2.5.6.1 Costo variable unitario

El costo variable unitario comprende a cada unidad de producción producido ejemplo el costo por cada tonelada de mineral, costo por metro de avance en labores preparación, costo de shotcrete, costo horas maquinas, etc. Donde el costo unitario es costo producción total sobre la cantidad de producción.

2.2.5.6.2 Costo variable total

Es el costo variable total es el producto del costo variable unitario por la cantidad de bienes o servicios vendidos en un periodo determinado ya sea este por horas, días, semanales, mensual, anual, etc. En otras palabras nos sirve para realizar una valorización de un bien o servicio.

2.2.5.6.3 Costo fijo total

Incluye el alquiler del capital y el beneficio normal, que es el costo de oportunidad de su empresa. Debido a que la cantidad de insumos fijos no cambia conforme la producción lo hace, el costo fijo total tampoco.

2.2.5.6.4 Costo fijo unitario

Son costos que no varían con los cambios en el volumen de las ventas en el nivel de producción. Los costos fijos se efectúan así no haya la producción, la venta y no se realice ninguna actividad en proceso productivo.

2.2.5.6.5 Costo total

El Costo total es la totalidad de todos los costos de una empresa. Representa a la suma de los Costos Fijos y Costos Variables.

2.2.5.7 Costo de perforación

El costo de perforación de producción está basado en cuatro importantes variables cuales son mano de obra lo cual están todos los que actúan directamente, materiales donde se consideran todo los que actúan en forma directa, herramientas y maquinarias pesadas y/o equipos.

En el cálculo de costo de perforación son tomados varios criterios como el rendimiento de avance, velocidad de perforación, ratios de perforación y otros para generar un costo real y acorde a la necesidad de los recursos empleados.

2.2.5.7.1 Calculo de costos perforación

Los cálculos de costos son costos directos como mano de obra, materiales, herramientas y equipos y costos indirectos como son los gastos generales y utilidades esto para una empresa privada.

2.2.5.7.2 Optimización de costos

En la optimización de costos en perforación de taladros largos es tener una mejora continua como la eficiencia de la operación, rendimiento de los materiales y herramientas de trabajo, equipos en óptimas condiciones y buen ritmo del sistema productivo.

2.3 Productividad

Según (Sin Autor, Wikipedia la inciclopedia libre, 2019) manifiesta que es la relación entre la cantidad de productos obtenida por un sistema productivo y los recursos utilizados para obtener dicha producción. También puede ser definida como la relación entre los resultados y el tiempo utilizado para obtenerlos: cuanto menor sea el tiempo que lleve obtener el resultado deseado, más productivo es el sistema. En realidad la productividad debe ser definida como el indicador de eficiencia que relaciona la cantidad de recursos utilizados con la cantidad de producción obtenida.

La productividad evalúa la capacidad de un sistema para elaborar los productos que son requeridos y a la vez el grado en que aprovechan los recursos utilizados, es decir, el valor agregado. Una mayor productividad utilizando los mismos recursos o produciendo

los mismos bienes o servicios resulta en una mayor para la capacidad de rentabilidad para la empresa. Por ello, el Sistema de gestión de la calidad de la empresa trata de aumentar la productividad. La productividad tiene una relación directa con la mejora continua del sistema de gestión de la calidad y gracias a este sistema de calidad se puede prevenir los defectos de calidad del producto y así mejorar los estándares de calidad de la empresa sin que lleguen al usuario final. La productividad va en relación con los estándares de producción. Si se mejoran estos estándares, entonces hay un ahorro de recursos que se reflejan en el aumento de la utilidad y proceso.

2.3.1 Tipos de productividad

Están relacionados dos tipos de productividad laboral, total de factores y marginal.

Productividad laboral

La productividad laboral o productividad por hora trabajada se define como el aumento o disminución de los rendimientos en función del trabajo necesario para el producto final.

Productividad total de los factores

La productividad total de los factores (PTF) se define como el aumento o disminución de los rendimientos en la variación de cualquiera de los factores que intervienen en la producción: trabajo, capital o técnica, entre otros.

Se relaciona con el rendimiento del proceso económico medido en unidades físicas o monetarias, por relación entre factores empleados y productos obtenidos. Es uno de los términos que define el objetivo del subsistema técnico de la organización. La productividad en las máquinas y equipos está dada como parte de sus características técnicas.

La productividad total de los factores (PTF) está asociada a la medición de la tecnología y la eficiencia técnica en relación a las variaciones interanuales o ritmo de crecimiento. La Eficiencia técnica puede ser explicada por la eficiencia "pura" y la eficiencia a escala (tamaño de la unidad productiva). Regularmente la PTF debe relacionarse con el ritmo de crecimiento poblacional, de tal manera que la medición de la productividad debe considerar los cambios en la tecnología y como los productores se asocian a esa determinada tecnología para contribuir al ritmo de crecimiento poblacional.

Productividad marginal

También conocida como "producto marginal" del insumo, es el producto adicional que se fabrica con una unidad adicional de ese insumo mientras que los otros insumos permanecen constantes. La Ley de los rendimientos decrecientes tiene un rol fundamental en la productividad de un factor, pues indica que la productividad marginal de cada factor disminuye a medida que más unidades de éste se agregan al proceso de producción (dejando el resto de los factores productivos en una cantidad constante). De esta manera sobrepasar la cantidad óptima de un factor productivo puede resultar incluso en un decrecimiento de la productividad total.

2.3.2 Factores que influyen en la productividad

Los factores que más pueden afectar a la productividad fabril y de servicios (la productividad agrícola, la productividad ganadera, la productividad forestal, la productividad minera o la productividad pesquera pueden verse afectadas por factores más específicos).

Atribuibles a los diseños y los insumos no laborales

- Diseño de los productos o servicios: si el producto está bien diseñado para que sea fácil producirlo (con los materiales, máquinas y personal de los que se dispone), la productividad será mayor.
- Estabilidad de los diseños: cuanto menos cambie un diseño a lo largo del tiempo, mayor será la productividad.
- Calidad de las materias primas: una buena calidad de las materias primas hará que se tengan que desechar menos productos defectuosos. Una buena calidad del suministro eléctrico asegura que la producción se mantiene constante durante toda la jornada de trabajo.
- Calidad y mantenimiento de la maquinaria.
- Fabricar un producto que supere notablemente el nivel de calidad del mercado (por duración, por sabor, etc.) puede ser favorable para la productividad si ese plus de calidad permite venderlo a un precio más elevado que compense los costes extra.

Atribuibles a la organización del trabajo

- Disposición y utilización del espacio: la productividad será mayor si es el mínimo posible (o el más rápido) el recorrido de la materia prima sobre la que se va actuando hasta conseguir el producto. Asimismo será mayor si hay espacio suficiente para realizar sin interrupciones todas las operaciones de manipulación o abastecimiento.
- Método de trabajo: la productividad de un método de trabajo eficiente será mucho mayor.
- Planificación de los insumos: si está bien planificada la llegada de materias primas para que siempre las haya disponibles, la productividad será mayor que si se agota una de ellas y hay que parar la producción hasta reponerla.
- Entorno: la productividad será mayor si la iluminación es buena, si el nivel de ruido no sobrepasa el límite necesario para que los trabajadores puedan concentrarse (en tareas necesariamente ruidosas, la productividad será mayor si los trabajadores cuentan con protección acústica adecuada), si la temperatura está en los niveles de confort (entre 18 y 24 °C), si no hay polvo ni suciedad, etc.
- Tiempos de trabajo: la productividad será mayor si el tiempo está bien distribuido entre los períodos de la jornada laboral en que se trabaja sin interrupción y los períodos de descanso. Los trabajadores agotados rinden menos, se equivocan más, tienen más accidentes y se ponen enfermos más a menudo.
- Riesgo de accidentes: la productividad será mayor si el riesgo de accidentes es bajo.
- Dependencia tecnológica: la conexión permanente de las personas trabajadoras a un dispositivo electrónico (por ejemplo un teléfono móvil) incrementa su estrés y reduce su productividad.

Atribuibles a los trabajadores

- Formación: la productividad será mayor si los trabajadores tienen la formación suficiente para manejar las máquinas y equipos informáticos necesarios, y han practicado esta formación el tiempo suficiente.
- Estado físico de los trabajadores: la productividad será mayor si los trabajadores están bien nutridos.

- Motivación: la productividad será mayor si los trabajadores están motivados, lo que puede conseguirse con un entorno de trabajo agradable, unos sueldos adecuados, respeto y consideración por parte de los superiores, etc. Un estudio.
- Absentismo: la productividad será mayor cuanto menor sea el absentismo laboral.
- Puntualidad: la productividad será mayor cuanto mayor sea la puntualidad.

2.4 Aspectos generales de la unidad minera de Colquijirca- El Brocal

2.4.1 Ubicación

La Sociedad Minera El Brocal S.A.A. se encuentra ubicado en el distrito de Tinyahuarco, Provincia y Departamento de Cerro de Pasco con coordenadas UTM. Ver anexo N° 1 y 2

NORTE	8811271 m.
ESTE	361760 m.
COTA	4300 msnm.

TABLA N° 1: Coordenadas UTM de la unidad minera Colquijirca

2.4.2 Accesibilidad

El acceso hacia la unidad minera es por Lima hacia el distrito de Tinyahuarco-Pasco es mediante las vías. Ver anexo N° 3

Carretera central	Lima-Colquijirca-289 km
Vía férrea	Lima- Colquijirca-290 km
Vía aérea	Lima-Vicco-30 min.

TABLA N° 2: Accesibilidad a la unidad minera Colquijirca

2.4.3 Recursos

2.4.3.1 Recursos humanos

La fuerza laboral proviene del lugar y sus alrededores como del mismo Cerro de Pasco, Huánuco, Huancayo y Lima siendo la mayoría del personal del centro del Perú.

2.4.3.2 Fauna

Se registran diversas especies de fauna como aves, reptiles, anfibios y mamíferos, etc.

2.4.3.3 Flora

La formación de vegetales presentes en el área de unidad operativa son de pajonal, roquedal, la actividad agrícola es relegado por factores climáticos y limitaciones físicas del terreno.

2.4.4 Geología

La historia geológica en el distrito minero Colquijirca se inicia en el triásico y revela una sucesión de eventos de depósitos minerales, tectónicos y volcánicos controlados por una gran estructura de dirección Norte- Sur denominada falla longitudinal, presentados en el plano geológico regional.

La Falla Longitudinal es la estructura más importante, controló la sedimentación del Terciario, los complejos volcánicos de Cerro de Pasco y Marcapunta. Numerosas fallas y estructuras subordinadas de dirección NW- SE, E-W y NE-SW también han sido mapeadas en la región y en conjunto son importantes para el emplazamiento de la mineralización en Colquijirca y Cerro de Pasco.

En Marcapunta Norte, en interior Mina, también se ha mapeado gran cantidad de estructuras EW, principalmente en forma de fallas con poco desplazamiento, diaclasas y zonas de cizallamiento que cortan al Manto Mineralizado, por lo tanto de edad post-mineral.

De igual modo en interior mina, adicional al manto mineralizado de Enargita-Pirita; Oro-Alunita, se ha identificado un control estructural secundario en la mineralización, el sistema de microfracturas verticales, E-W pre mineralización, en microvetillas

2.4.4.1 Geología local y regional

Se tiene evidencias geológicas de que en las proximidades de área de Colquijirca ha existido una actividad volcánica desde el eoceno inferior ya que se han hecho dataciones radiométricas de micas en un Horizonte tobaceo. Al cual el Dr. C. Ángeles lo denomina como miembro inferior de la Formación Calera, que suprayace a los conglomerados, cuya composición es una intercalación de sedimentos detríticos finos, continentales y piro clástico. En cuanto a la edad de las unidades carbonatadas de la Formación Calera podemos suponer que pertenecen al eoceno inferior, y quizás parte del oligoceno inferior.

2.4.4.2 Estratigrafía

Paleozoico

Grupo Exelsior.- (Devónico) Inicialmente se le conocía como Serie Exelsior, luego fue recategorizado como Grupo Exelsior a los afloramientos del Perú Central (Devónico inferior y medio). Los escasos afloramientos se encuentran al NE del Distrito de Colquijirca, donde lo conforman Filitas y Pizarras gris parduscas rara vez se encuentran estratos delgados de cuarcitas que forman el núcleo del anticlinal de Cerro de Pasco.

Se observa, además venillas de Cuarzo Hidrotermal, que se dispone casi perpendicular al plano de estratificación, los estratos de Pizarras y Filitas forman Pliegues del tipo Slump, y muestran una alta fisilidad sobre todo en las Pizarras.

Grupo Mitu (Permico superior – Triásico inferior).- La presencia del Grupo Mitu en la zona fue plenamente establecido en el área por la presencia de fragmentos de Fósiles como las Chaetetes of. Radians Fisher – Lonodaleia sp. Ripidonella. Las capas rojas del Mitu fueron reconocidas como pérmicas por Jenks.

En Colquijirca estas capas están conformadas por Conglomerados polimicticos con una matriz areniscosa que se intercala con delgados estratos de areniscas limo líticas; por lo tanto se distingue unidades del: Grupo Mitu.- La inferior conglomerádica y la superior donde predominan las areniscas. Así los afloramientos que se encuentran al NW del Tajo corresponden al Mitu inferior y lo del Valle de Huachaucaja y al sur de Marcapunta, correspondiente al Mitu superior.

Mesozoico

Lo conforman las calizas Triásicas – Jurásicas del Grupo Pucará, está a su vez presenta dos conjuntos de facies diferentes, separados por la Falla Longitudinal de Cerro de Pasco.

Pucará Occidental (Noriano – Rhetiano) La parte inferior la constituye una brecha tectónica de color gris verdosa, que es conocido como “Brecha Basal“, esta se constituye por elementos sub angulosos a subred ondeados de cuarzo, dolomía y filita, el tamaño promedio es de 1 cm. La matriz es generalmente areniscosa, asimismo se observa

esta brecha en San Gregorio. Loa afloramientos del Pucará se exponen en la cadena de Cerros que constituyen el límite occidental del Valle de Huachaucaja.

Pucara Oriental (Fm. Chambara Noriano Rhetiano) Representado por la formación Chambara cuyos afloramientos se encuentran hacia el E de la falla Longitudinal de Cerro de Pasco se caracteriza por presentar calizas de textura Mudstone de color gris oscuro en estratos de espesores delgados con presencia de nódulos de Sílex. El espesor del Pucara Oriental es mucho mayor que al Pucara Occidental en esta zona del Perú Central (Jenks en 1951) atribuye la presencia de estas facies al levantamiento y erosión de los sedimentos, como responsables en la diferencias de espesor de las secuencias en ambas facies.

Cenozoicos

Lo presenta únicamente la Formación Pocobamba. Esta unidad lito estratigráfica tiene su origen en los trabajos de Mc. Laughlin como Formación Pocobamba. El mismo autor dividió a esta unidad en tres subunidades. Jenks, formalizó esta subdivisión, llamando respectivamente Miembro Inferior, Conglomerado calcáreo Shuco y Miembro Calera, los cuales son válidos hasta la actualidad.

Formación Pocobamba

Miembro Inferior.- Por la zona de Colquijirca es conocido también como Capas Rojas de Sacra familia. La disposición estratigráfica se da con limo arcillitas rojizas con moderada flexibilidad en la base, seguido de areniscas de granulometría fina a media y hacia el tope areniscas gruesas con brechas conglomerádicas.

Por lo general los elementos de los conglomerados alcanzan hasta 4 cm. de tamaño, estos clastos tienen la forma subangulosa y subredondeada. Los afloramientos de esta unidad se encuentran entre los Cerros la Chipana y Puca Ingenio, donde suprayace en discordancia angular, unas veces sobre el Pucara Occidental y en lugares más restringidos sobre el Conglomerado Mitu.

Conglomerado Shuco.- Boit.1953 en la localidad de Shuco atribuye el origen para esta unidad como “Una brecha de fricción en la base de las calizas triásicas regionales, debido a la fragmentación de sus capas más bajas de movimientos de traslación sobre el substrato y la extiende hasta la falda oeste del Cerro Colquijirca.

Un buen afloramiento de esta unidad en el área lo podemos hallar al oeste del Tajo Principal, a lo largo de la línea férrea la Oroya – Cerro de Pasco. Por otro lado los afloramientos del Shuco no siempre se encuentran sobre el Mitu, si no que suprayace en algunas zonas el substrato preterciario, como sucede en la quebrada Mishihujanán (W del Cerro Cóndor cayán), donde se halla sobre el Paleozoico inferior. Al SE del Cerro Condor cayán y en el flanco NW del Cerro de Colquijirca, suprayace al grupo Mitu, mientras al W de este último. Suprayace a las areniscas Mitu, distinguiéndose así la diversidad del Basamento pre – shuco.

Formación calera

Aparentemente esta unidad suprayace paralelamente al Conglomerado Shuco, siguiendo la triple división hecha en otros trabajos por otros autores. El miembro Calera está subdividida en: Calera Inferior, Calera Medio, conocido también como Miembro Colquijirca y por último tenemos al Calera Superior.

Calera Inferior.- Es una secuencia donde se puede distinguir dos tipos de facies. La inferior. Donde predomina el material detrítico y volcánicoclástico, encontrando aquí estratos de caliza margosas con estilolitas ortogonales, conglomerados y algunas tobas riolítica. Aunque los afloramientos del Calera inferior son muy restringidos ya que la mayor parte se halla cubierto por material reciente.

Los sondeos efectuados en el Proyecto de Tajo Norte (SD 88 y SP 218) interceptaron cerca de 80m. De litología detrítica como conglomerados calcáreos en matriz piroclástica limoarcillitas rojas y horizontes calcáreos que se asemejan a las facies del Calera inferior, bajo este punto de vista, se ha considerado la presencia del Calera inferior debajo de la mineralización de Colquijirca y se prolonga hacia el sur por debajo del Cono volcánico Marcapunta en donde se emplaza parte de la mineralización de cobre, en la última campaña de perforación diamantina en el Cerro Marcapunta se ha puesto de manifiesto la existencia de esta unidad mediante los testigos de perforación.

Calera Medio (Miembro Colquijirca).- En esta unidad se encuentra la mineralización Polimetálica de Colquijirca, lo constituyen principalmente calizas en estratos gruesos en la base, algunas veces conteniendo chert, la textura de la caliza puede variar entre Grainstone y Mudstone; en la parte media se tiene intercalación de calizas, margas, dolomías, calizas silicificadas arcillitas y tobas volcánicas, en esta unidad los

primeros fósiles que se encontraron fueron Gasterópodos y Bivalvos en un estrato de caliza de textura brechosa en el Flanco Mercedes Chocayoc que pertenecen al piso Noriano (Triasico Superior) por lo tanto las rocas que lo contienen pertenecen al Grupo Pucará.

Calera Superior.- Sus afloramientos son más restringidos, por ejemplo en el Tajo Principal se caracteriza, por la alternancia de limoarcillitas, limolitas margosas y dolomías. El material piroclástico constituyen parte de esta secuencia volcano sedimentaria. Las dolomías tienen una coloración Beige y/o crema amarillenta aunque en superficie fresca se observa de color gris oscuro en estos tramos se han encontrado niveles delgados de Chert.

2.4.4.3 Geología estructural

En la zona se puede distinguir diferentes tipos de fallas, como también anticlinales y sinclinales, los cuales han dado lugar a una complejidad estructural, los pliegues que en conjunto forman sinclinales y anticlinales se observan mejor en las zonas periféricas del conglomerado volcánico Marcapunta; en lo que es actualmente el lugar de explotación de Colquijirca tenemos el anticlinal de E – W La Pampa – el Valle y el sinclinal, La Llave – Chocayoc, en anticlinal asimétrico Chocayoc – Mercedes – Principal, cuyo flanco buza 70 grados Sur y 3° al NE.

Otra estructura que regionalmente es conocida como el Anticlinal de Cerro de Pasco se expone al NW del Tajo Principal en cuyo núcleo se encuentran las Filitas del Grupo Exelsior. Una de las fallas de mayor significado lo constituye sin duda la Falla longitudinal de Cerro de Pasco que se localiza hacia el Este del cono volcánico Marcapunta, la Falla Huachaucaja cuyo Rumbo es N30W tiene un desplazamiento hacia el Norte, esta Falla se localiza bordeando la Falla oeste del cono volcánico Marcapunta.

El plegamiento principal habría ocurrido antes de la mineralización considerando que la roca caja es del Eoceno Superior (36.5 millones de años); Por otro lado se debe que la mayor deformación andina en la región durante la fase del quechua (20ma.) y el emplazamiento volcánico de Marcapunta, así como la actividad hidrotermal ocurrieron hace 11.5 y los 10.8 millones de años respectivamente.

2.4.4.4 Geología económica

La mineralización del Tajo Norte se encuentra emplazada dentro de la secuencia sedimentaria plegada de la Formación Calera Miembro Medio o Colquijirca y superior. La mineralización presenta un Rumbo NE aproximadamente abarcando los flancos: Principal, Mercedes, Chocayoc, La llave y la Pampa. La mineralización aproximadamente cubre unos 4Km. De longitud y de ancho 0.70Km. La mineralización es concordante con la estratificación emplazándose en la parte superior del Miembro Medio y parte inferior del Miembro Superior y que transgrede algunos marcadores estratigráficos como TGR1 y TGR2 y que no transgrede al marcador LMMS el cual se encuentra dentro de las dolomías barbadadas. Está claro que en donde hay un mejor desarrollo del núcleo de Cu es mayor la alteración de la roca huésped, sin respetar los tipos de litología. Ver anexo N° 7

Los trabajos de re – interpretación de los testigos de perforación diamantina, definen los siguientes tipos de mineralización.

Tipo I (núcleo de cobre: Cu, Ag y Bi) Este tipo de mineralización está emplazada casi siempre en horizontes completamente silicificados de Chert Negro con una extensión aproximada de 1500 m y pudiendo alcanzar 150 m de ancho. Este núcleo de Cobre con el fin de explotación y tratamiento se subdividen en:

Tipo IA Es la parte más interna de este núcleo que consiste de Enargita – Pirita – Alunita, aquí se puede presentar la Py en abundancia presentándose generalmente como reemplazamiento masivo. La ganga asociada está constituida por Alunita, Baritina, Cuarzo. Entre los minerales secundarios están presentes en aquellas zonas de alteración supergena, Malaquita, Azurita y Calcantita.

Tipo IB Es la parte más externa del núcleo de Cobre y que está constituido principalmente por Cpy, extendiéndose 800 m al N de los límites del tipo IB, la Cpy se presenta a manera de venillas y como reemplazamientos masivos y diseminados la baritina, dickita, caolín relleno de fracturas y cavidades, este tipo también está emplazado en chert negro.

Tipo II (zona de transición: Cu, Ag, Bi, Zn y Pb) Este tipo de mineralización se caracteriza por su alto contenido de Ag, Cu, Bi, Zn y Pb, la que la hace una zona compleja por la gran variedad de especies mineralógicas. En composición mineralógica

comprenden Cpy, Sl y Gn, acompañado por caolín Baritina y en menor Proporción Py y Hm. La ocurrencia de estos minerales se da como relleno de fracturas en oquedades y como reemplazamiento masivo, se subdividen en:

Tipo IIA Esta zona está caracterizada por una completa decarbonatización cuya mineralogía consiste de caolín pirita dickita y Alunita; este tipo de mineralización coincide con el Tipo IA en posición.

Tipo IIB Emplazado en chert negro y conformando zonas de “Roca Sulfurosa” presentan importante valores de Cu, Ag, Bi, Zn y Pb; este tipo se encuentra en las partes más dístales del núcleo de Cu y coincide en posición con el tipo IB.

Tipo III (zona de metales base: Zn, Pb y Ag) Es el halo más externo de mineralización que por su volumen es de mayor importancia económica, se encuentra emplazada en rocas dolomíticas y en menor proporción en niveles de chert negro. Entre los minerales de mena tenemos Sl y Gn; Presentándose como relleno de fracturas y muchas veces llegando a constituir zonas de reemplazamiento masivo, como minerales secundarios tenemos la Anglesita, Cerusita y Smithsonita todas ellas presentes en la zona de alteración supergena.

2.4.4.5 Alteraciones

La alteración supérgena está representada por la oxidación, también ocurre en las paredes de antiguas labores subterráneas entre las principales alteraciones tenemos:

Silicificación presente en casi todo el Yacimiento principalmente en el núcleo de Cu, donde la Silicificación es avanzada en donde ciertos tramos presentan un avanzado brechamiento esta alteración presenta mayor extensión con respecto a las demás.

Dolomitización característica de halo exterior y la de mayor desarrollo alrededor de la zona de transición. La intensidad de esta alteración va disminuyendo hacia los límites más externos; las zonas con esta alteración frecuentemente suelen presentar Siderita botroidal relleno de cavidades y fracturas.

Argilización representado por el ensamble Caolín + dickita y Caolín – Alunita principalmente en el núcleo de cobre acompañado de enargita – pirita, esta alteración es típica en la zona de transición y menos común en la zona de metales base. Las rocas afectadas por esta alteración presentan colores claros bastante blandas, salvo en aquella

en donde está presente una Silicificación avanzada a moderada (núcleo de Cu). Zona de alteración supergénea, formación de sulfatos.

Decarbonatización la roca resultante por este tipo de alteración presenta una apariencia detrítica y colores que varían entre gris a gris claro. Estas zonas de decarbonatización se ubican usualmente en las zonas de transición y también en las zonas de metales base. Cuando la decarbonatización ocurre en la zona de transición (cerca del tipo IA) suele ir acompañada de una moderada agilización y trazas de Py.

Oxidación es de naturaleza supérgena y, por consiguiente, más desarrollada cuando la estructura mineralizada, se encuentra en o cerca de la superficie. La percolación de aguas meteóricas origina la formación de óxidos, hidróxidos, sulfatos y carbonatos a partir de sulfuros primarios tales como: Lm, Hm, Smithsonita, Anglesita, Cerusita .etc.

2.4.4.6 Tipo de mineralización en Marcapunta

El Cono Volcánico Marca punta que ocurre a manera de flujo de lavas ácidas, domos, piroclásticos y brechas volcánicas asociadas al basamento su volcánico de la formación Calera con estratos permeables que han facilitado la circulación de fluidos mineralizantes formando un conjunto, un modelo de reemplazamiento hidrotermal de Cu con trazas de Au, en la zona subvolcánica metales preciosos de baja ley, diseminada en brechas, lavas y piroclásticos.

2.4.4.7 Geología del cono volcanico Marcapunta

El cono volcánico Marca punta (mioceno superior) ubicado al sur del distrito de Colquijirca constituye un centro volcánico que se trata de un diatrema de 650 m de diámetro conformado por dos unidades litológicas: Evento inicial representado por una fase piroclástica lávica (tufo Unish).

El evento tardío es efusivo tipo Domo – lavas de composición cuarzolítica a dacítica denominado “Intrusito Marcapunta” estos fueron datadas en 11.5 +/- 0.4 m.a. Ver anexo N° 8

2.4.4.8 Fases del mineral

Se presenta 3 tipos de mineralización:

La primera es una fase profunda ocurre al parecer en todo el cono volcánico Marca punta formando los cuerpos tabulares de pirita – enargita emplazados en los

conglomerados shuco y en los carbonatos del Calera, ocurriendo como mantos y brechas mineralizadas.

La segunda fase es superficial que ocurre dentro del diatrema y consiste en la mineralización de metales preciosos de baja ley diseminada en las brechas hidrotermales.

La tercera fase es conservadora los valores auríferos en 7 vetas estrechas en franjas de cizallamiento que enriquecen las 2 fases iniciales.

2.4.4.9 Alteraciones y minerales

Como un típico depósito el halo de alteración es amplio en torno a las facies intrusivas. En general los ensambles de alteración forman distintas zonas alrededor de las intrusiones mineralizadas, pero las condiciones de presión, temperatura y permeabilidad cambian durante el curso de la deposición mineral.

Alteración argílica

Tenemos dos fases importantes.

Fuerte alteración argílica Que se ha distribuido en las lavas ubicadas en las cumbres norte y sur del cono volcánico Marca punta y la mayor parte de las lavas que se caracteriza porque los feldespatos han sido reemplazados por la alunita y la matriz por sílice.

Intensa alteración argílica Se inicia con la invasión de alunita y sílice en los fracturamientos y produce el incremento paulatino de los metales preciosos.

Alteración sericitica

Ha sido observadas entre las lavas situadas entre las cumbres Norte y Sur del cono volcánico marca punta y en los 236m finales del SD – 11. Este tipo de alteración se relaciona a la mineralización de Cu de las brechas mineralizadas.

Alteración sericitica débil a moderada

Que se observa en el domo occidental, esta alteración parece no relacionada con la mineralización diseminada de metales preciosos, probablemente representa el halo más externo y estéril del ambiente porfirítico reconocido en las “Brechas mineralizadas”.

Con la finalidad de entender mejor la asociación de minerales se ha efectuado estudios mineragráficos en secciones pulidas con los cuales se ha identificado los siguientes minerales:

- Enargita (Cu_3As_4) Mineral de mayor cantidad junto a la Py.
- Pirita (Fe_2S) se halla en forma masiva y reemplazando casi totalmente a la roca original.
- Calcopirita (CuFeS_2) Se observa en diminutos cristales subhedrales y en forma masiva la cpy está asociada a la enargita.
- Tennantita ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$) Se encuentra como inclusiones granulares dentro de la Py.
- Esfalerita (ZnS) Este mineral es muy común hacia el norte donde se puede encontrar en forma cristalizada pero en tramos muy aislados. Galena (PbS) Se le puede encontrar en cristales pequeños a veces maclados y en finas venillas.
- Covelita (CuS) Se han formado como producto de la incipiente alteración supergénica de enargita y calcopirita.
- Hematita especularita (Fe_2O_3) Se encuentra en cristales en forma de escamas y masivas, la Hm es común encontrarla en impregnación como productos de la alteración de la pirita y de especularita.
- Azufre nativo (S) Se han encontrado pequeños cristales bordeando a los fenocristales de feldespatos alterados.
- Calcita (CaCO_3) Se encuentran formando venillas y como parte de la matriz de tobas y brechas.
- Caolín ($\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5[\text{OH}]_4$) Se encuentra rellenando cavidades de lixiviación y de algunas fracturas.
- Siderita (FeCO_3) Se presenta como relleno de fracturas junto a la Hm. y en algunas geodas.
- Baritina (BaSO_4) Se presenta en pequeños cristales tabulares en algunas vetillas asociados a la Pirita.
- Pirolusita (MnO_2) Se encuentra en fracturas a manera de impregnaciones y como parte de la alteración supergénica.
- Malaquita ($\text{Cu}_2[\text{CO}_3](\text{OH})_2$) Son como resultado como producto de la alteración supergénica de minerales primarios de Cobre.

2.4.4.10 Zonamiento

El Cono volcánico marca punta ha sido la fuente principal de las alteraciones hidrotermales y la posterior mineralización cuya geometría horizontal forma una franja en dirección N – S de 4 Km de longitud y 700 m de ancho, las observaciones en situ presentan 4 zonas con sulfidización decreciente desde el centro hacia el norte y estos son:

- Zona Central.
- Zona de Marcapunta Norte.
- Zona de Smelter.
- Zona de tajo abierto.

Zona Central

Aquí se distingue la mineralización diseminada de Au cuyas características muestran un ambiente epitermal que se encuentran emplazados en lavas dacíticas, piroclastos y brechas volcánicas con ensambles de Cuarzo–Alunita–Au, el Cuarzo ocurre como reemplazamientos en granos finos y comúnmente como Vaggy Sílica y sílice residual en rocas ácidas lixiviadas.

Zona de Marcapunta Norte

Se caracteriza por los minerales de Cu cuya ocurrencia es la enargita y trazas de Au que reemplazan hidrotermalmente a las capas de Calera inferior y Medio lugares de alta temperatura que se encuentran adyacentes al cono volcánico Marcapunta. El ensamble mineralógico en esta zona consta con Enargita – Luzonita, pirita principalmente, Calcopirita y Covelita.

Zona de Smelter

Entre la zona de Smelter y el lado sur del Tajo Mercedes – Chocayoc se tiene una gradación de la zona anterior (Enargita – Pirita) como una súper imposición al ensamble de Zn y Pb- Ag que ocurre en los actuales Tajos.

Zona de tajo abierto

Aquí predomina la mineralización poli metálica de Zn, Pb, y Ag, cuya alteración en esta zona es la silicificación, caolinización y sideritización y al lado sur del Tajo en operación la ocurrencia en enargita y Cobres Grises en traza. Ver anexo N° 9

2.4.5 Geomecánica

Para la Caracterización del Macizo Rocosó (Roca Intacta + Discontinuidades) y para la estabilización del Macizo Rocosó (Equilibrio de los Esfuerzos In-Situ + Esfuerzos Inducidos) en toda la periferia de la excavación, se han generado medidas de control o sostenimientos que puedan dar seguridad en nuestras operaciones, teniendo en cuenta los trabajos cuyos impactos puedan afectar el macizo rocosó. Ver anexo N° 28

Para el control de estabilidad de nuestras labores se realizan los siguientes trabajos geomecánicos:

- Mapeo geomecánico RMR (Bieniaswski 1989).
- Calidad de la instalación de los elementos de sostenimiento.
- Sostenimiento oportuno de las labores.

2.4.5.1 Procedimientos de la geomecánica

Son las siguientes.

- Evaluación geomecánica de labores y recomendaciones en labores mineras y labores de riesgo.
- Recomendación In-situ de labores.
- Mapeo RMR, mapeo estructural, zonoficación geomecánica.
- Elaboración de informes de estabilidad de labores.
- Controles operativos geomecánicos diarios por guardia.
- Control de calidad de trabajos de sostenimiento.
- Valorización de sostenimiento.
- Capacitación persona.

2.4.5.2 Factores influyentes de inestabilidad del macizo rocoso

Durante el desarrollo de la excavación del macizo rocoso encontramos algunos factores que nos ayudan a realizar una mejor evaluación de la roca, a esos le llamamos factores influyentes tales como:

- Presencia de agua.
- Presencia de discontinuidades (Fallas, Fracturas, Venillas, Espejos de falla, diques etc.), los cuales pueden afectar de sobremanera el macizo rocoso.
- Esfuerzos horizontales o verticales.

2.4.5.3 Aspectos estructurales

Según (Jenks, 1951), demostraron que la cuenca sedimentaria Triásica de Cerro de Pasco fue controlada por movimiento de la falla longitudinal, de rumbo NS, que es la estructura más importante, como también por los complejos volcánicos de Cerro de Pasco y Marcapunta.

Existen también diversas fallas y estructuras de dirección NW-SE, E-W y NE-SW las cuales son relevantes para la mineralización.

En el interior de la mina Marcapunta Norte se han mapeado estructuras tipo fallas con poco desplazamiento de dirección E-W y diaclasas y zonas de cizallamientos que cortan al manto mineralizado. Adicionalmente, existe en interior mina un control secundario en la mineralización, el sistema de microfracturas verticales.

2.4.5.4 Aspectos geomecánicos

Según la evaluación podemos agregar algunos aspectos geomecánicos vistos en terreno plasmando los valores RMR (Bieniawski, 1989).

Labores de riesgo

- NV 4172 RP 957(+) N.
- Tipo de roca: IVB-RMR (24-26).
- Sostenimiento: arcos noruegos @:1.5m.

Litología: dacitas con rellenos de oxidos y argilizacion de plagioclasas.

Condición geomecánica: Macizo rocoso con sistema de discontinuidades (Fallas, Diaclasas, Rellenos suaves), presencia de oxidación en descomposición degradando la

masa rocosa, formación de bloques tabulares en distintas direcciones, baja cohesión entre juntas, alteración del macizo rocoso por disolución de mineral (Plagioclasas).

Condición estructural: el sistema de discontinuidades encontradas en la RP 657(+) tiene tendencia a.

- Dir/Buz : NE.
- Buz: 60° - 85°.
- AZ: NW – N 0 °.
- Buz. 68° Dir/Buz 179°-FA.
- Buz. 80° Dir/Buz 205°-D.
- Buz. 62° Dir/Buz 65° -D.
- Buz. 86° Dir/Buz 90° -D.
- Buz. 75° Dir/Buz 65°-D.
- Buz. 70° Dir/Buz 90° -D.
- Buz. 65° Dir/Buz 10° -D.

El sistema de diaclasamiento indica con estos datos de campo la formación de bloques tabulares con tendencia apertura hacia los hastiales en estos puntos. Ver anexo N° 10

Seguimiento y control de la estabilidad en labores

Los trabajos de sostenimiento se realizan diariamente en Zona Sur y Norte y se reportan las condiciones geomecánicas de las labores tanto en el control operativo diario, cuaderno de labor y cuaderno reporte geomecánica de guardia. Adicionalmente en las reuniones diarias se coordina sobre las actividades a realizar en las labores mineras. Ver anexo N° 11

2.4.6 Sostenimiento

Los trabajos de sostenimiento instalado y la calidad de los mismos se realizan mediante reportes de supervisores de sostenimiento en cuadernos diarios de reporte, que cuentan con formatos de instalación de elementos de sostenimiento y por ultimo control de la data en cuadro de Excel. Una vez obtenidos estos datos se realiza una verificación cuantitativa en el campo. Ver anexo N° 12 y 13

2.4.6.1 Índice de shotcrete via humeda

Son utilizados para sostener todas las labores permanentes (cruceos, rampas, subestaciones, cámaras de bombeo, etc.) y labores temporales (galerías de preparación, tajos, etc.). Para el sostenimiento con SHOTCRETE el concreto lanzado vía húmeda, tendrá una resistencia mínima de diseño de 310 kg/cm² a los 28 días

SHOTCRETE	M2/MES	M2/DIA	M2/GUARDIA
e=2"	36663.9	1309.4	654.7
TOTAL(M2)		36663.9	

TABLA N° 3: Consumo de shotcrete vía húmeda de 2" mes de Julio

Fuente: Departamento de geomecánica JRC ingeniería y construcción U.M. Colquijirca

SHOTCRETE	M2/MES	M2/DIA	M2/GUARDIA
e=1.5"	11568.2	413.15	206.58
TOTAL(M2)		11568.2	

TABLA N° 4: Consumo de shotcrete vía húmeda de 1.5" mes de Julio

Fuente: Departamento de geomecánica JRC ingeniería y construcción U.M. Colquijirca

2.4.6.2 Pernos phyton/ split set de 7'

Los pernos de Anclaje de Python son los anclajes destinados para el sostenimiento de labores permanentes y ocasionalmente en labores temporales, ya que corresponden a la categoría por fricción, el elemento de acero que se utiliza para estabilizar bloques de rocas, trabajan en forma radial en la longitud del taladro.

PERNOS PHYTON 7"	UNID /MES	UNID /DIA	UNID /GUARDIA
TOTAL(UNID)	13105	468	234

TABLA N° 5: Consumo de pernos phyton de 7" mes de Julio

Fuente: Departamento de geomecánica JRC ingeniería y construcción U.M. Colquijirca

2.4.6.3 Arcos noruegos

Tipo de fortificación usada en labores temporales y permanentes es utilizado generalmente para el sostenimiento de labores permanente y temporal, en condiciones de la masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos.

ARCOS NORUEGOS	UNID /MES	UNID /DIA	UNID /GUARDIA
TOTAL(UNID)	92	3.29	1.64

TABLA N° 6: Consumo de arcos noruegos mes de Julio

Fuente: Departamento de geomecánica JRC ingeniería y construcción U.M. Colquijirca

2.4.6.4 Malla electrosoldada

Elemento de sostenimiento tipo refuerzo o pasivo, son fabricadas de acero laminado en frio. Consiste en barras lisas y corrugadas, longitudinales y transversales que se cruzan en forma rectangular estando soldadas en sus intersecciones permitiendo una distribución de los esfuerzos en el elemento estructural.

MACROELEMENTO	M2/MES	M2/DIA	M2/GUARDIA
MALLA ELECTROSOLDADA			
TOTAL(M2)	2232	79.71	39.86

TABLA N° 7: Consumo de malla electrosoldada mes de Julio

Fuente: Departamento de geomecánica JRC ingeniería y construcción U.M. Colquijirca

2.4.6.5 Resumen de sostenimiento

DESCRIPCIÓN	ENERO	FEBRE RO	MAR ZO	ABRI L	MA YO	JUN IO	JULI O	ACUM 2018
PERNOPHYTON +SPLITET(UNID)	21998.4	11854	13428	11082	11148	11438	13106	94054.4
SHOCRETE 2" (M2)	10495	26776.5	25983.2	31707.6	34846	33040	48232	211080.3
CIMBRAS H6(UNID)	2	9	17	0	0	7	8	43
MALLA ELECTROSOLDADA(M 2)	4582.5	5171.3	6271.7	2990.4	579	1115	2232	22941.9
ARCOS NORUEGOS(UNID)	36	42	68	58	63	81	92	440

TABLA N° 8: Resumen de sostenimiento

Fuente: Departamento de geomecánica JRC ingeniería y construcción U.M. Colquijirca

2.4.7 Operación mina subterránea

2.4.7.1 Labores de desarrollo

Las labores de desarrollo tienen la función de apertura o generar un espacio en una labor minera para conectar de un nivel superior hacia un nivel inferior o viceversa y también para servicios auxiliares como las labores de ventana, rampas, estocadas, refugios, VCR, etc. Pueden ser con un pendiente negativo o positivo depende para que fin sea utilizado en las zonas norte y sur de la unidad minera Colquijirca. Ver anexos N° 14 y 15

2.4.7.2 Labores de preparación

Las labores de desarrollo se ejecutan para llegar a un punto determinante, en lo cual para aprovechar de todo lo planeado como para generar un tajo y explotarlo el mineral económicamente valioso generamos como galerías, SLOT, VCR, etc. En las zonas norte y sur de la unidad minera Colquijirca. Ver anexos N° 16,17 y18

DESCRIPCIÓN	ENER O	FEBRER O	MARZ O	ABRI L	MAY O	JUNI O	JULI O	ACUM. 2018
EJECUTADO(m)	1947.1	2438	2714.2	1694.1	1842.6	1962.7	2310.9	14909.6
PROGRAMADO(m)	2415	2657.5	2719.5	2636	2396	2395	2412.5	17631.5
% CUMPLIMIENTO	81%	92%	100%	64%	77%	82%	96%	85%

TABLA N° 9: Resumen de avances lineales mensuales

Fuente: Departamento de planeamiento JRC ingeniería y construcción U.M. Colquijirca

2.4.7.3 Labores de explotación

Las labores de explotación se ejecutan para aprovechar el mineral valioso y económicamente rentable, con una buena planificación. Como de los niveles superiores e inferiores y aprovechar todo el tajo. Según la programación o calendarización. Ver anexos N° 19 y 20

DESCRIPCIÓN	ENER O	FEBRE RO	MARZ O	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	ACUM. 2018
EJECUTADO(TM H)	225732. 30	180451.7 0	239778. 20	144304. 70	212486. 30	284794. 80	268822. 80	1556370.8 0
EJECUTADO(TM S)	214983. 20	171858.7 0	228360. 20	137433. 10	202367. 90	271233. 10	256021. 70	1482257.9 0
PROGRAMADO(TM MH)	227181. 00	249742.0 0	245961. 60	220156. 00	222040. 00	268055. 00	299851. 00	1732986.6 0
% CUMPLIMIENTO	99.40%	72.30%	97.50%	65.50%	95.70%	106.20 %	89.70%	89.80%

TABLA N° 10: Resumen mensual de producción de mineral

Fuente: Departamento de planeamiento JRC ingeniería y construcción U.M. Colquijirca

2.4.7.4 Consumo de explosivos

Los consumos de explosivos están en función del avance lineal como labores de desarrollo, preparación, exploraciones y tajos en explotación. Ver anexos N° 21,22 y 23

2.4.7.5 Consumo de aceros

Consumo de aceros son reportados todo los días o por guardias tanto en labores de preparación, desarrollo, exploración y explotación como Shank cop, barra T38 y T45, tubo, Broca retráctil, broca domo, rimadores los cuales están controlados por jefes de guardia ya sea por avances lineales y en perforación de tajos. Ver anexos N° 24,25 Y 26

2.4.7.6 Equipos

Los equipos son electromecánicos robotizados los cuales podemos mencionar como Mixer de marca Putzmeister, Scaler de marca Pauss, lanzadores de marca Putzmeister, motoniveladora de marca Komatsu, telehandler de marca Manitou, tractor

de marca Cat, jumbo emperador de marca Cat y Sandvick, jumbo frontonero de marca Sandvick, simba de marca Atlas y scoop de marca Cat y Sandvick. Ver anexo N° 27

2.5 Formulación de hipótesis

2.5.1 Hipótesis general

Mediante el análisis del diámetro de taladro de 64mm y 89mm, se reducirá los costos de perforación en taladros largos y se incrementara la productividad.

2.5.2 Hipótesis específico

Mediante la evaluación de costos perforación de taladros largos del diámetro de 64mm tiene un costo mayor con respecto al diámetro de 89mm.

Al evaluar el diámetro de taladro 89mm con respecto de 64mm aumentara la productividad mediante el ratio de perforación.

2.5.3 Variables independientes

- Diámetro de taladro de 64mm.
- Diámetro de taladro de 89mm.

2.5.4 Variables dependientes

- Productividad(Ton/m)
- costos de perforación en taladros largos(US\$/ton)

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Metodología de investigación

3.1.1 Diseño de investigación

Según (Sanchez & Reyes C, 1996) la investigación descriptiva consiste en recolectar en dos o más datos con el propósito de observar el comportamiento de las variables.

El diseño de investigación según (Reveron, 2013), constituye un plan general para obtener respuestas a interrogantes o comprobar la hipótesis de investigación y desglosar las estrategias básicas que el investigador adopta para generar información exacta e interpretable.

El presente investigación corresponde a descriptivo comparativo donde las variables dependientes serán analizados todo los comportamientos en función a las variables independientes.

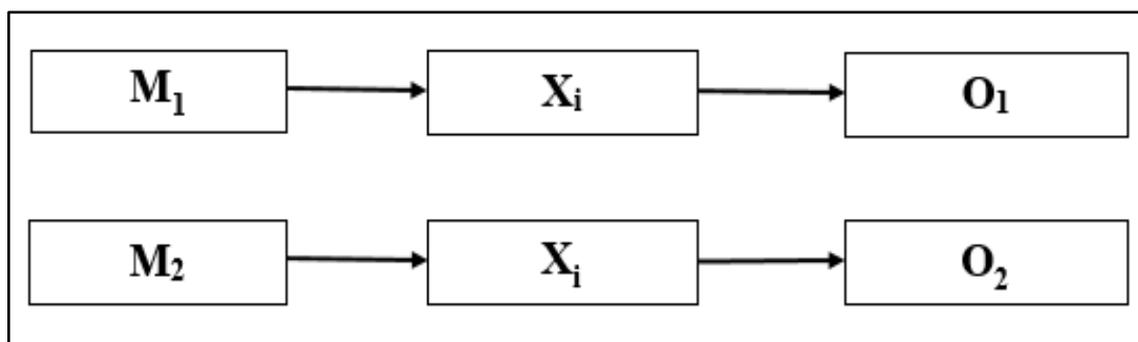


FIGURA N° 14: Diseño de investigación descriptivo comparativo

Donde:

- M1 y M2: muestras 1 y 2 o población 1 y 2.
- Xi: variable de estudios.
- O1 y O2: observaciones 1 y 2 o resultados 1 y 2.

3.1.2 Tipo de investigación

Según (Charaja, 2011) existen estudios explorativos, descriptivos, correlacionales y explicativos.

El presente trabajo de investigación es descriptivo analítico cuantitativo en donde las muestras recolectados en campo serán actores directos en la investigación de los cuales van a influir en los resultados. Lo cual la unidad minera siempre tiene en cuenta que toda mejora será para incrementar la productividad eficientemente.

3.2 Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo- comparativo, descriptivo porque busca medir, evaluar, recolectar información relevante en varias muestras con respecto a diversos aspectos, dimensiones y factores del fenómeno a investigar es decir se han seleccionado y medido cada uno de los indicadores para luego describirlos lo que se ha investigado. Comparativo porque se comparan características predominantes comunes y diferenciales de cada muestra.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

La población está constituida por los tajos de explotación, tipo de roca RMR 45 regular, la geología, mineralogía, equipos en movimiento como simba, materiales, Mano

de obra y herramientas en donde actuaran en el estudio de investigación para su posterior análisis en la unidad minera Colquijirca-El Brocal.

3.3.2 Muestra

Para la obtención de la muestra se realizó mediante un análisis probabilístico aleatorio simple. La perforación se realizó con SIMBA 21 equipo de ATLAS COPCO de modelo H1254. Ver anexo N° 6

- Nivel piso: 4152 y nivel cabeza: 4172.
- Block: 8950.
- Tajo 636N.
- Diámetro de taladro 64mm y 89mm.
- Calidad de roca RMR 45 “regular” mineral.
- Aceros de perforación como brocas, barra, coplas y shank.

3.4 Operacionalización de variables

$$X \rightarrow Y$$

Donde:

- X: variable independiente.
- Y: variable dependiente.

3.4.1 Variable independiente

Los variables independientes están en función a los diámetros de taladros de 64mm y 89mm en la U.M. Colquijirca-El Brocal.

3.4.2 Variable dependiente

Los variables dependientes están en función al costo de perforación en taladros largos y el incremento de productividad en la U.M. Colquijirca-El Brocal.

3.5 Técnicas de recolección de datos

El presente trabajo de investigación se desarrolló en la elaboración del diseño de malla de perforación de taladros largos en vistas de planta, transversal y longitudinal en función a la geometría del tajo a perforar. Se realizaron seguimientos antes, durante y después de la perforación y voladura del tajo.

Los trabajos de investigación son previa coordinación con las áreas de gerencia, planeamiento de mina y el área de sublevel stoping.

3.6 Técnicas para el procesamiento de la información

Con los datos obtenidos en campo de las pruebas realizadas se procedió de las mismas tomando el contexto de los resultados.

- Uniformizar criterios de los datos obtenidos.
- Descartar datos infiltrados o datos irreales.
- Procesamiento de datos o información para su respectivo calculo.
- Analizar e interpretar los resultados.
- Hacer seguimiento al modificado del proceso.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Determinación de costos de perforación de taladros largos ascendentes y descendentes en abanico

4.1.1 Cálculo de burden y espaciamento

Según (Langefors & Kihlstrom, 1984) propone el siguiente modelo matemático considerando el burden máximo, diámetro de taladro, tipo o calidad de roca, factor de fijación, relación entre espaciamento y burden, densidad de carga y potencia relativa del peso del explosivo.

$$B1_{max} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{(dc \times PRP)}{c \times f \times \left(\frac{E}{B}\right)}}$$

$$B2_{max} = 0.046 \times D$$

$$BP1 = B_{max} - 2D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

Donde:

- Bmax= burden máximo.
- D= diámetro del taladro (mm); c=0.3+0.75 rocas medias y c=0.4+0.75 rocas duras.

- F=factor de fijación; taladros verticales f: 1, taladros inclinados -3:1 f: 0.9, taladros. inclinados -2:1 f: 0.85.
- E/B= relación entre espaciamento y burden.
- dc= densidad de carga (g/cm3).
- PRP= potencia relativa en peso del explosivo.

4.1.2 Cálculo de burden y espaciamento para TL (-) para Ø 89mm

En el cálculo de burden y espaciamento para el tajo en pasante 636N×8950 son tomados los datos de altura del tajo, diámetro de taladro de 89mm, constante de la roca, calidad de la roca, factor de fijación, relación de espaciamento y burden, densidad de carga. Los cuales nos aproximan para un mejor diseño de malla. Ver anexo N° 33

CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS								
Bmáx.	Burden Máximo (mts)	2.81	2.81	2.56	2.80	2.68	2.75	2.75
BP 1	Burden Práctico	2.37	2.36	2.12	2.36	2.24	2.31	2.30
	Espaciamento	2.37	2.36	2.54	2.36	2.24	2.31	2.30
D	Diametro del taladro (mm)	89	89	89	89	89	89	89
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1.000	1.003	1.005	1.008	1.010	1.013	1.015
	RMR	41	42	43	44	45	46	47
	Descripción del RMR	REGULAR						
f	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85	1	1	1	1	1	1	1
E/B	Relación Espaciamento y Burden	1	1	1.2	1	1	1	1
dc	Densidad de carga (g/cm3)	0.87	0.87	0.87	0.87	0.80	0.80	0.80
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25
L	Longitud de taladro (m.)	13.3	13.3	13.3	13.3	13.3	13.3	13.3

CUADRO N° 1: Calculo de burden y espaciamento para 89mm (-)

4.1.3 Cálculo de burden y espaciamento para TL (+) para Ø 89mm

En el cálculo de burden y espaciamento para el tajo en realce 636N×8950 son tomados los datos de altura del tajo, diámetro de taladro de 89mm, constante de la roca, calidad de la roca, factor de fijación, relación de espaciamento y burden, densidad de carga. Los cuales nos aproximan para un mejor diseño de malla. Ver anexo N° 35

CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS								
Bmáx.	Burden Máximo (mts)	2.81	2.81	2.56	2.80	2.68	2.75	2.75
BP 1	Burden Práctico	2.49	2.49	2.24	2.48	2.37	2.43	2.43
	Espaciamiento	2.49	2.49	2.69	2.48	2.37	2.43	2.43
D	Diametro del taladro (mm)	89	89	89	89	89	89	89
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1.000	1.003	1.005	1.008	1.010	1.013	1.015
f	RMR Descripción del RMR	41	42	43	44	45	46	47
	Factor de fijación							
	Taladros verticales f: 1.00	1	1	1	1	1	1	1
	Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90							
	Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85							
E/B	Relación Espaciamiento y Burden	1	1	1.2	1	1	1	1
dc	Densidad de carga (g/cm ³)	0.87	0.87	0.87	0.87	0.80	0.80	0.80
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25
L	Longitud de taladro (m.)	7	7	7	7	7	7	7

CUADRO N° 2: Calculo de burden y espaciamiento para 89mm (+)

4.1.4 Cálculo de burden y espaciamiento para TL (-) para Ø 64mm

En el cálculo de burden y espaciamiento para el tajo en pasante 636N×8950 son tomados los datos de altura del tajo, diámetro de taladro de 64mm, constante de la roca, calidad de la roca, factor de fijación, relación de espaciamiento y burden, densidad de carga. Los cuales nos aproximan para un mejor diseño de malla. Ver anexo N° 32

CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS								
Bmáx.	Burden Máximo (mts)	2.02	2.02	1.84	2.01	1.93	1.98	1.97
BP 1	Burden Práctico	1.63	1.63	1.45	1.62	1.54	1.58	1.58
	Espaciamiento	1.63	1.63	1.74	1.62	1.54	1.58	1.58
D	Diametro del taladro (mm)	64	64	64	64	64	64	64
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1.000	1.003	1.005	1.008	1.010	1.013	1.015
f	RMR Descripción del RMR	41	42	43	44	45	46	47
	Factor de fijación							
	Taladros verticales f: 1.00	1	1	1	1	1	1	1
	Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90							
	Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85							
E/B	Relación Espaciamiento y Burden	1	1	1.2	1	1	1	1
dc	Densidad de carga (g/cm ³)	0.87	0.87	0.87	0.87	0.80	0.80	0.80
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25
L	Longitud de taladro (m.)	13.3	13.3	13.3	13.3	13.3	13.3	13.3

CUADRO N° 3: Calculo de burden y espaciamiento para 64mm (-)

4.1.5 Cálculo de burden y espaciamento para TL (+) para Ø 64mm

En el cálculo de burden y espaciamento para el tajo en realce 636N×8950 son tomados los datos de altura del tajo, diámetro de taladro de 64mm, constante de la roca, calidad de la roca, factor de fijación, relación de espaciamento y burden, densidad de carga. Los cuales nos aproximan para un mejor diseño de malla. Ver anexo N° 34

CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS								
Bmáx.	Burden Máximo (mts)	2.02	2.02	1.84	2.01	1.93	1.98	1.97
BP I	Burden Práctico	1.75	1.75	1.57	1.75	1.66	1.71	1.71
	Espaciamento	1.75	1.75	1.89	1.75	1.66	1.71	1.71
D	Diametro del taladro (mm)	64	64	64	64	64	64	64
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1.000	1.003	1.005	1.008	1.010	1.013	1.015
	RMR	41	42	43	44	45	46	47
	Descripción del RMR	REGULAR						
f	Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85	1	1	1	1	1	1	1
E/B	Relación Espaciamento y Burden	1	1	1.2	1	1	1	1
dc	Densidad de carga (g/cm3)	0.87	0.87	0.87	0.87	0.80	0.80	0.80
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25	1.25
L	Longitud de taladro (m.)	7	7	7	7	7	7	7

CUADRO N° 4: Calculo de burden y espaciamento para 64mm (+)

4.1.6 Cálculo de parámetros del Tj 636N×8950 para los Ø 64mm y 89mm

4.1.6.1 Cálculo de área del Tj en pasante (-)

$$S1 = S2 - (\text{Sección típica de la galería})$$

$$S1 = S2 - (A1 + A2 + A3 + A4)$$

$$S1 = B \times H - \left(\frac{\pi R^2}{4} + B \times H + \frac{\pi R^2}{4} + B \times H \right)$$

$$S1 = 8 \times 3.7 - \left(\frac{3.1416 \times 0.8^2}{4} + 2.3 \times 0.8 + \frac{3.1416 \times 0.8^2}{4} + 3.9 \times 2.9 \right)$$

$$S1 = 29.60 - 14.16$$

$$S1 = 15.44m^2$$

$$S3 = B \times H$$

$$S3 = 8 \times 13$$

$$S3 = 104m^2$$

4.1.6.2 Cálculo de volumen del Tj en pasante (-)

$$V_{secc.tip.} = Area_{secc.tip.} \times L_{galeria}$$

$$V_{secc.tip.} = 14.16 \times 58.8$$

$$V_{secc.tip.} = 832.61m^3$$

Considerando la sobrerotura de 15%

$$V_{sobrerotura} = V_{secc.tip.} \times 15\%$$

$$V_{sobrerotura} = 832.61 \times 15\%$$

$$V_{sobrerotura} = 124.89m^3$$

$$V1 = S1 \times L$$

$$V1 = 15.44 \times 58.8$$

$$V1 = 907.87m^3$$

$$V1_{real} = V1 - V_{sobrerotura}$$

$$V1_{real} = 907.87 - 124.89$$

$$V1_{real} = 782.98m^3$$

$$V3 = S3 \times L$$

$$V3 = 104 \times 58.8$$

$$V3 = 6115.20m^3$$

4.1.6.3 Cálculo de toneladas del Tj en pasante (-)

$$TM1 = V1_{real} \times \rho_{mineral}$$

$$TM1 = 782.98 \times 3.2$$

$$TM1 = 2505.54tn$$

$$TM3 = V3 \times \rho_{mineral}$$

$$TM3 = 6115.20 \times 3.2$$

$$TM3 = 19568.64tn$$

$$TM_{total} = TM1 + TM3$$

$$TM_{total} = 2505.54 + 19568.64$$

$$TM_{total} = 22074.18tn$$

4.1.6.4 Cálculo de área del Tj en realce (+)

$$S1 = S2 - (\text{Sección de la galería})$$

$$S1 = S2 - (A1 + A2 + A3 + A4)$$

$$S1 = B \times H - \left(\frac{\pi R^2}{4} + B \times H + \frac{\pi R^2}{4} + B \times H \right)$$

$$S1 = 29.60 - 14.16$$

$$S1 = 15.44m^2$$

$$S3 = B \times H$$

$$S3 = 8 \times 7$$

$$S3 = 56m^2$$

4.1.6.5 Cálculo de volumen del Tj en realce (+)

$$V_{secc.tip.} = Area_{secc.tip.} \times L_{galeria}$$

$$V_{secc.tip.} = 14.16 \times 58.8$$

$$V_{secc.tip.} = 832.61m^3$$

Considerando la sobrerotura de 15%

$$V_{sobrerotura} = V_{secc.tip.} \times 15\%$$

$$V_{sobrerotura} = 832.61 \times 15\%$$

$$V_{sobrerotura} = 124.89m^3$$

$$V1 = S1 \times L$$

$$V1 = 15.44 \times 58.8$$

$$V1 = 907.87m^3$$

$$V1_{real} = V1 - V_{sobrerotura}$$

$$V1_{real} = 907.87 - 124.89$$

$$V1_{real} = 782.98m^3$$

$$V3 = S3 \times L$$

$$V3 = 56 \times 58.8$$

$$V3 = 3292.80m^3$$

4.1.6.6 Cálculo de toneladas del Tj en realce (+)

$$TM1 = V1_{real} \times \rho_{mineral}$$

$$TM1 = 782.98 \times 3.2$$

$$TM1 = 2505.54tn$$

$$TM3 = V3 \times \rho_{\text{mineral}}$$

$$TM3 = 3292.80 \times 3.2$$

$$TM3 = 10536.96tn$$

$$TM_{\text{total}} = TM1 + TM3$$

$$TM_{\text{total}} = 2505.54 + 10536.96$$

$$TM_{\text{total}} = 13042.50tn$$

4.1.6.7 Cálculo de metros perforados del Tj en TL (-) con Ø 64mm

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{64mm} = MP/Fila_{64mm} \times \text{Numero de filas}_{64mm}$$

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{64mm} = 144.6 \times 36$$

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{64mm} = 5205.60mp/tajo$$

4.1.6.8 Cálculo de metros perforados del Tj en TL (-) con Ø 89mm

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{89mm} = MP/Fila_{89mm} \times \text{Numero de filas}_{89mm}$$

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{89mm} = 106.19 \times 29$$

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{89mm} = 3079.51mp/tajo$$

4.1.6.9 Cálculo de ratio de perforación del Tj en TL (-) para Ø 64mm

$$\text{Ratio de perforación}(-)_{64mm} = \frac{TM \text{ total del tajo en pasante}(-)}{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{64mm}}$$

$$\text{Ratio de perforación}(-)_{64mm} = \frac{22074.18}{5205.60}$$

$$\text{Ratio de perforación}(-)_{64mm} = 4.24tn/mp$$

4.1.6.10 Cálculo de ratio de perforación del Tj en TL (-) para Ø 89mm

$$\text{Ratio de perforación}(-)_{89mm} = \frac{TM \text{ total del tajo en pasante}(-)}{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{89mm}}$$

$$\text{Ratio de perforación}(-)_{89mm} = \frac{22074.18}{3079.51}$$

$$\text{Ratio de perforación}(-)_{89mm} = 7.17tn/mp$$

4.1.6.11 Cálculo de metros perforados del Tj en TL (+) para Ø 64mm

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_64mm = MP/Fila_{64mm} \times \text{Numero de filas}_{64mm}$$

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_64mm = 80.40 \times 36$$

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_64mm = 2894.40mp/tajo$$

4.1.6.12 Cálculo de metros perforados del Tj en TL (+) para Ø 89mm

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_89mm = MP/Fila_{89mm} \times \text{Numero de filas}_{89mm}$$

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_89mm = 58.66 \times 29$$

$$MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_89mm = 1701.14mp/tajo$$

4.1.6.13 Cálculo de ratio de perforación del Tj en TL (+) para Ø 64mm

$$\text{Ratio de perforación}(+)_{64mm} = \frac{TM \text{ total del tajo en realce}}{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_64mm}$$

$$\text{Ratio de perforación}(+)_{64mm} = \frac{13042.50}{2899.40}$$

$$\text{Ratio de perforación}(+)_{64mm} = 4.51tn/mp$$

4.1.6.14 Cálculo de ratio de perforación del Tj en TL (+) para Ø 89mm

$$\text{Ratio de perforación}(+)_{89mm} = \frac{TM \text{ total del tajo en realce}}{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_89mm}$$

$$\text{Ratio de perforación}(+)_{89mm} = \frac{13042.50}{1701.14}$$

$$\text{Ratio de perforación}(+)_{89mm} = 7.67tn/mp$$

4.1.6.15 Cálculo de rendimiento de simba 21 en TL (-) para Ø 64mm

Rendimiento de simba 21 en TL(-)_{64mm}

$$= \frac{\text{Metros perforados promedio/guardia en TL(-)_{64mm}$$

$$\text{Rendimiento de simba 21 en TL(-)_{64mm}} = \frac{212}{6.5}$$

$$\text{Rendimiento de simba 21 en TL(-)_{64mm}} = 32.62mp/hr$$

$$\begin{aligned} \text{velocidad de perforación en TL(-)_{64mm}} &\cong \text{Rendimiento de simba en TL(-)} \\ &= 32.62mp/hr \end{aligned}$$

4.1.6.16 Cálculo de rendimiento de simba 21 en TL (+) para Ø 64mm

Rendimiento de simba 21 en TL(+)_{64mm}

$$= \frac{\text{Metros perforados promedio/guardia en TL(+)_{64mm}$$

$$\text{Rendimiento de simba 21 en TL(+)_{64mm}} = \frac{225}{6.5}$$

$$\text{Rendimiento de simba 21 en TL(+)_{64mm}} = 34.62mp/hr$$

$$\begin{aligned} \text{velocidad de perforación en TL(+)_{64mm}} &\cong \text{Rendimiento de simba en TL(+)} \\ &= 34.62mp/hr \end{aligned}$$

4.1.6.17 Cálculo de rendimiento de simba 21 en TL (-) para Ø 89mm

Rendimiento de simba 21 en TL(-)_{89mm}

$$= \frac{\text{Metros perforados promedio/guardia en TL(-)_{89mm}$$

$$\text{Rendimiento de simba 21 en TL(-)}_{89\text{mm}} = \frac{162}{6.5}$$

$$\text{Rendimiento de simba 21 en TL(-)}_{89\text{mm}} = 24.92\text{mp/hr}$$

$$\begin{aligned} \text{velocidad de perforación en TL(-)}_{89\text{mm}} &\cong \text{Rendimiento de simba en TL(-)} \\ &= 24.92\text{mp/hr} \end{aligned}$$

4.1.6.18 Cálculo de rendimiento de simba 21 en TL (+) para Ø 89mm

$$\begin{aligned} &\text{Rendimiento de simba 21 en TL(+)}_{89\text{mm}} \\ &= \frac{\text{Metros perforados promedio/guardia en TL(+)}_{89\text{mm}}}{\text{Horas efectivas/Guardia}} \end{aligned}$$

$$\text{Rendimiento de simba 21 en TL(+)}_{89\text{mm}} = \frac{175}{6.5}$$

$$\text{Rendimiento de simba 21 en TL(+)}_{89\text{mm}} = 26.92\text{mp/hr}$$

$$\begin{aligned} \text{velocidad de perforación en TL(+)}_{89\text{mm}} &\cong \text{Rendimiento de simba en TL(+)} \\ &= 26.92\text{mp/hr} \end{aligned}$$

4.1.6.19 Cálculo de MP/día de simba 21 en TL (-) para Ø 64mm

$$\begin{aligned} &\text{MP perf./Día en TL(-)}_{64\text{mm}} \\ &= \text{Metros perforados promedio/guardia en TL(-)}_{64\text{mm}} \\ &\quad \times \text{Numero de guardias/Día} \end{aligned}$$

$$\text{MP perf./Día en TL(-)}_{64\text{mm}} = 212 \times 2$$

$$\text{MP perf./Día en TL(-)}_{64\text{mm}} = 424\text{mp/día}$$

4.1.6.20 Cálculo de MP/día de simba 21 en TL (+) para Ø 64mm

$$\begin{aligned} &\text{MP perf./Día en TL(+)}_{64\text{mm}} \\ &= \text{Metros perforados promedio/guardia en TL(+)}_{64\text{mm}} \\ &\quad \times \text{Numero de guardias/Día} \end{aligned}$$

$$MP \text{ perf./Día en } TL(+)_64mm = 225 \times 2$$

$$MP \text{ perf./Día en } TL(+)_64mm = 450mp/día$$

4.1.6.21 Cálculo de MP/día de simba 21 en TL (-) para Ø 89mm

$$MP \text{ perf./Día en } TL(-)_89mm$$

$$= \text{Metros perforados promedio/guardia en } TL(-)_89mm$$

$$\times \text{Numero de guardias/Día}$$

$$MP \text{ perf./Día en } TL(-)_89mm = 162 \times 2$$

$$MP \text{ perf./Día en } TL(-)_89mm = 324 \text{ mp/día}$$

4.1.6.22 Cálculo de MP/día de simba 21 en TL (+) para Ø 89mm

$$MP \text{ perf./Día en } TL(+)_89mm$$

$$= \text{Metros perforados promedio/guardia en } TL(+)_89mm$$

$$\times \text{Numero de guardias/Día}$$

$$MP \text{ perf./Día en } TL(+)_89mm = 175 \times 2$$

$$MP \text{ perf./Día en } TL(+)_89mm = 350mp/día$$

4.1.7 Cálculo de costos de perforación de TL (-) en abanico para Ø 64mm

ANÁLISIS DE COSTOS DEL TAJO 636N×8950 NIVEL 4172-7152 PARA 64(-)mm								
Partida: perforación en abanico SLS	Rendimiento	898.88	Ton/guardia					
Dimensiones:8x13x1.6	Longitud de barra de perforacion:	1.5	m					
Unidad de medida: Ton	Numero de taladros por fila:	20	unid					
Tipo de mineral: mineral	metros perforados por fila:	144.6	mp					
Tipo de roca: 45 RMR	ratio de perforacion:	4.24	Ton/mp					
	metros perforados por guardia:	212	mp/guardia					
	Velocidad de perforacion	32.62	mp/hr					
	densidad del mineral:	3.2	kg/Ton					
Item	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	Factor de pago	P.U.(US\$)	Precio parcial	Sub-total	Total
1	MANO DE OBRA							
	Operador simba	10.280	hh	1.290	8.370	110.996	0.123	
	Ayudante operador simba	10.280	hh	1.290	5.610	74.395	0.083	
	Personal servicios mina-tubero	1.000	hh	1.290	6.690	8.630	0.010	
	Muestrero	10.280	hh	1.290	6.690	88.717	0.099	
	Supervisor SLS	1.500	hh	1.290	11.510	22.272	0.025	
	Bodeguero	0.500	hh	1.290	5.500	3.548	0.004	
	Electricista	1.000	hh	1.290	6.440	8.308	0.009	
	Jefe de guardia	0.500	hh	1.290	22.480	14.500	0.016	0.369
2	MATERIALES							
	Broca botones 2 1/2" (64mm)	695.538	PP		0.320	222.572	0.248	
	Barra de extensión 5 pies	695.538	PP		0.090	62.598	0.070	
	Shank adapter T38	695.538	PP		0.070	48.688	0.054	
	Copas de Afilado 11 mm	695.538	PP		0.000	0.013	0.000	
	Aguzadora	695.538	PP		0.010	6.955	0.008	
	Bolsas de polipropileno	29.322	Und		0.170	4.985	0.006	
	Cancamos de anclaje	2.000	Und		3.150	6.300	0.007	
	Cable de acero de 1/2"	6.000	ml		1.300	7.800	0.009	
	Grapas Crosby 1/2"	2.000	Und		5.140	10.280	0.011	
	Grasa para barras	10.000	Kg		4.330	43.300	0.048	
	Aceros de servicios	2.590	PP		0.170	0.440	0.000	
	Tubos PVC 1 1/2 x 3 m	17.667	Und		0.800	14.133	0.016	
	Tableros eléctricos distribución 400 Amp	0.002	Glb		740.000	1.480	0.002	
	Tableros eléctricos arrancador	0.002	Glb		1000.000	2.000	0.002	
	Conectores trifásicos	0.010	Glb		70.000	0.700	0.001	
	Manguera de lona 1" 100 psi	0.500	ml		5.500	2.750	0.003	
	Caballote de fierro	0.250	Und		3.820	0.955	0.001	
	Detector de tensión	0.050	Und		31.150	1.558	0.002	
	Luminaria	0.050	Und		23.100	1.155	0.001	
	Cable vulcanizado 2x14 + tierra AWG	0.250	ml		0.900	0.225	0.000	0.488
3	HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Normal y agua	35.340	hh		0.590	20.851	0.023	
	Herramientas manuales	0.300	%		173.370	52.011	0.058	
	Lampara minera	35.340	hh		0.210	7.421	0.008	0.089
4	EQUIPOS							
	Simba Electrohidráulico	6.499	hm		245.000	1592.275	1.771	
	Cargador de Lamparas	35.340	hh		1.000	35.340	0.039	
	Camion de servicios	1.000	hm		35.000	35.000	0.039	
	Combustible D2	9.749	gl		2.570	25.054	0.028	1.878
Costo directo							2.82	
Gastos generales							17.44%	0.49
Utilidad							10%	0.28
Costo total							US\$/Ton	3.60

CUADRO N° 5: Costos de perforación de TL descendentes para diámetro de 64mm

INTERPRETACIÓN.- el costo directo es de 2.82 US\$/Ton donde están considerados mano de obra 0.369 US\$/Ton, materiales 0.488 US\$/Ton, herramientas 0.089 US\$/Ton y equipos 1.878 US\$/Ton y los costos indirectos como son gastos generales 0.49 US\$/Ton considerando un porcentaje de 17.44% y utilidades de 0.28 US\$/Ton con un porcentaje de 10% del costo directo lo cuales hacen un costo total 3.60 US\$/Ton.

4.1.8 Cálculo de costos de perforación de TL (-) en abanico para Ø 89mm

ANÁLISIS DE COSTOS DEL TAJO 636N×8950 NIVEL 4172-7152 PARA 89(-)mm								
Partida: perforación en abanico SLS	Rendimiento	1161.54	Ton/guardia					
Dimensiones:8x13x2.0	Longitud de barra de perforación:	1.5	m					
Unidad de medida: Ton	Numero de taladros por fila:	15	unid					
Tipo de mineral: mineral	metros perforados por fila:	106.19	mp					
Tipo de roca: 45 RMR	ratio de perforación:	7.17	Ton/mp					
	metros perforados por guardia:	162	mp/guardia					
	Velocidad de perforación	24.62	mp/hr					
	densidad del mineral:	3.2	kg/Ton					
Item	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	Factor de pago	P.U.(US\$)	Precio parcial	Sub-total	Total
1	MANO DE OBRA							
	Operador simba	10.280	hh	1.290	8.370	110.996	0.096	
	Ayudante operador simba	10.280	hh	1.290	5.610	74.395	0.064	
	Personal servicios mina-tubero	1.000	hh	1.290	6.690	8.630	0.007	
	Muestrero	10.280	hh	1.290	6.690	88.717	0.076	
	Supervisor SLS	1.500	hh	1.290	11.510	22.272	0.019	
	Bodeguero	0.500	hh	1.290	5.500	3.548	0.003	
	Electricista	1.000	hh	1.290	6.440	8.308	0.007	
	Jefe de guardia	0.500	hh	1.290	22.480	14.500	0.012	0.285
2	MATERIALES							
	Broca botones 3 1/2" (89mm)	531.496	PP		0.410	217.913	0.188	
	Barra de extensión T45 de 5 pies	531.496	PP		0.110	58.465	0.050	
	Shank adapter T45	531.496	PP		0.070	37.205	0.032	
	Copas de Afilado 11 mm	531.496	PP		0.000	0.010	0.000	
	Aguzadora	531.496	PP		0.010	5.315	0.005	
	Bolsas de polipropileno	22.884	Und		0.170	3.890	0.003	
	Cancamos de anclaje	2.000	Und		3.150	6.300	0.005	
	Cable de acero de 1/2"	6.000	ml		1.300	7.800	0.007	
	Grapas Crosby 1/2"	2.000	Und		5.140	10.280	0.009	
	Grasa para barras	10.000	Kg		4.330	43.300	0.037	
	Aceros de servicios	2.590	PP		0.170	0.440	0.000	
	Tubos PVC 1 1/2 x 3 m	13.500	Und		0.800	10.800	0.009	
	Tableros eléctricos distribución 400 Amp	0.002	Glb		740.000	1.480	0.001	
	Tableros eléctricos arrancador	0.002	Glb		1000.000	2.000	0.002	
	Conectores trifasicos	0.010	Glb		70.000	0.700	0.001	
	Manguera de lona 1" 100 psi	0.500	ml		5.500	2.750	0.002	
	Caballette de fierro	0.250	Und		3.820	0.955	0.001	
	Detector de tensión	0.050	Und		31.150	1.558	0.001	
	Luminaria	0.050	Und		23.100	1.155	0.001	
	Cable vulcanizado 2x14 + tierra AWG	0.250	ml		0.900	0.225	0.000	0.355
3	HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Normal y agua	35.340	hh		0.590	20.851	0.018	
	Herramientas manuales	0.300	%		173.370	52.011	0.045	
	Lampara minera	35.340	hh		0.210	7.421	0.006	0.069
4	EQUIPOS							
	Simba Electrohidráulico	6.580	hm		245.000	1612.104	1.388	
	Cargador de Lamparas	35.340	hh		1.000	35.340	0.030	
	Camion de servicios	1.000	hm		35.000	35.000	0.030	
	Combustible D2	9.870	gl		2.570	25.366	0.022	1.470
Costo directo							2.18	
Gastos generales						17.44%	0.38	
Utilidad						10%	0.22	
Costo total						US\$/Ton	2.78	

CUADRO N° 6: Costos de perforación de TL descendentes para diámetro de 89mm

INTERPRETACIÓN.- el costo directo es de 2.18 US\$/Ton donde están considerados mano de obra 0.285 US\$/Ton, materiales 0.355 US\$/Ton, herramientas 0.069 US\$/Ton y equipos 1.470 US\$/Ton y los costos indirectos como son gastos generales 0.38 US\$/Ton considerando un porcentaje de 17.44% y utilidades de 0.22 US\$/Ton con un porcentaje de 10% del costo directo lo cuales hacen un costo total 2.78 US\$/Ton.

4.1.9 Cálculo de costos de perforación de TL (+) en abanico para Ø 64mm

ANÁLISIS DE COSTOS DEL TAJO 636N×8950 NIVEL 4172-7152 PARA 64(+)/mm								
Partida: perforacion en abanico SLS	Rendimiento	1014.75	Ton/guardia					
Dimensiones:8x7x1.6	Longitud de barra de perforacion:	1.5	m					
Unidad de medida: Ton	Numero de taladros por fila:	17	unid					
Tipo de mineral: mineral	metros perforados por fila:	80.4	mp					
Tipo de roca: 45 RMR	ratio de perforacion:	4.51	Ton/mp					
	metros perforados por guardia:	225	mp/guardia					
	Velocidad de perforacion	34.62	mp/hr					
	densidad del mineral:	3.2	kg/Ton					
Item	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	Factor de pago	P.U.(US\$)	Precio parcial	Sub-total	Total
1	MANO DE OBRA							
	Operador simba	10.280	hh	1.290	8.370	110.996	0.109	
	Ayudante operador simba	10.280	hh	1.290	5.610	74.395	0.073	
	Personal servicios mina-tubero	1.000	hh	1.290	6.690	8.630	0.009	
	Muestrero	10.280	hh	1.290	6.690	88.717	0.087	
	Supervisor SLS	1.500	hh	1.290	11.510	22.272	0.022	
	Bodeguero	0.500	hh	1.290	5.500	3.548	0.003	
	Electricista	1.000	hh	1.290	6.440	8.308	0.008	
	Jefe de guardia	0.500	hh	1.290	22.480	14.500	0.014	0.327
2	MATERIALES							
	Broca botones 2 1/2" (64mm)	738.189	PP		0.320	236.220	0.233	
	Barra de extensión 5 pies	738.189	PP		0.090	66.437	0.065	
	Shank adapter T38	738.189	PP		0.070	51.673	0.051	
	Copas de Afilado 11 mm	738.189	PP		0.000	0.014	0.000	
	Aguzadora	738.189	PP		0.010	7.382	0.007	
	Bolsas de polipropileno	47.575	Und		0.170	8.088	0.008	
	Cancamos de anclaje	2.000	Und		3.150	6.300	0.006	
	Cable de acero de 1/2"	6.000	ml		1.300	7.800	0.008	
	Grapas Crosby 1/2"	2.000	Und		5.140	10.280	0.010	
	Grasa para barras	10.000	Kg		4.330	43.300	0.043	
	Aceros de servicios	2.590	PP		0.170	0.440	0.000	
	Tubos PVC 1 1/2 x 3 m	18.750	Und		0.800	15.000	0.015	
	Tableros eléctricos distribución 400 Amp	0.002	Glb		740.000	1.480	0.001	
	Tableros eléctricos arrancador	0.002	Glb		1000.000	2.000	0.002	
	Conectores trifasicos	0.010	Glb		70.000	0.700	0.001	
	Manguera de lona 1" 100 psi	0.500	ml		5.500	2.750	0.003	
	Caballete de fierro	0.250	Und		3.820	0.955	0.001	
	Detector de tensión	0.050	Und		31.150	1.558	0.002	
	Luminaria	0.050	Und		23.100	1.155	0.001	
	Cable vulcanizado 2x14 + tierra AWG	0.250	ml		0.900	0.225	0.000	0.457
3	HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Normal y agua	35.340	hh		0.590	20.851	0.021	
	Herramientas manuales	0.300	%		173.370	52.011	0.051	
	Lampara minera	35.340	hh		0.210	7.421	0.007	0.079
4	EQUIPOS							
	Simba Electrohidráulico	6.499	hm		245.000	1592.288	1.569	
	Cargador de Lamparas	35.340	hh		1.000	35.340	0.035	
	Camion de servicios	1.000	hm		35.000	35.000	0.034	
	Combustible D2	9.749	gl		2.570	25.054	0.025	1.663
Costo directo							2.53	
Gastos generales						17.44%	0.44	
Utilidad						10%	0.25	
Costo total						US\$/Ton	3.22	

CUADRO N° 7: Costos de perforación de TL ascendentes para diámetro de 64mm

INTERPRETACIÓN.- el costo directo es de 2.53 US\$/Ton donde están considerados mano de obra 0.327 US\$/Ton, materiales 0.457 US\$/Ton, herramientas 0.079 US\$/Ton y equipos 1.663 US\$/Ton y los costos indirectos como son gastos generales 0.44 US\$/Ton considerando un porcentaje de 17.44% y utilidades de 0.25 US\$/Ton con un porcentaje de 10% del costo directo lo cuales hacen un costo total 3.22 US\$/Ton.

4.1.10 Cálculo de costos de perforación de TL (+) en abanico para Ø 89mm

ANÁLISIS DE COSTOS DEL TAJO 636N×8950 NIVEL 4172-7152 PARA 89(+)/mm								
Partida: perforacion en abanico SLS	Rendimiento	1342.25	Ton/guardia					
Dimensiones:8x7x2.0	Longitud de barra de perforacion:	1.5	m					
Unidad de medida: Ton	Numero de taladros por fila:	12	unidad					
Tipo de mineral: mineral	metros perforados por fila:	58.66	mp					
Tipo de roca: 45 RMR	ratio de perforacion:	7.67	Ton/mp					
	metros perforados por guardia:	175	mp/guardia					
	Velocidad de perforacion	26.92	mp/hr					
	densidad del mineral:	3.2	kg/Ton					
Item	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	Factor de pago	P.U.(US\$)	Precio parcial	Sub-total	Total
1	MANO DE OBRA							
	Operador simba	10.280	hh	1.290	8.370	110.996	0.083	
	Ayudante operador simba	10.280	hh	1.290	5.610	74.395	0.055	
	Personal servicios mina-tubero	1.000	hh	1.290	6.690	8.630	0.006	
	Muestrero	10.280	hh	1.290	6.690	88.717	0.066	
	Supervisor SLS	1.500	hh	1.290	11.510	22.272	0.017	
	Bodeguero	0.500	hh	1.290	5.500	3.548	0.003	
	Electricista	1.000	hh	1.290	6.440	8.308	0.006	
	Jefe de guardia	0.500	hh	1.290	22.480	14.500	0.011	0.247
2	MATERIALES							
	Broca botones 3 1/2" (89mm)	574.147	PP		0.410	235.400	0.175	
	Barra de extensión T45 de 5 pies	574.147	PP		0.110	63.156	0.047	
	Shank adapter T45	574.147	PP		0.070	40.190	0.030	
	Copas de Afilado 11 mm	574.147	PP		0.000	0.011	0.000	
	Aguzadora	574.147	PP		0.010	5.741	0.004	
	Bolsas de polipropileno	35.800	Und		0.170	6.086	0.005	
	Cancamos de anclaje	2.000	Und		3.150	6.300	0.005	
	Cable de acero de 1/2"	6.000	ml		1.300	7.800	0.006	
	Grapas Crosby 1/2"	2.000	Und		5.140	10.280	0.008	
	Grasa para barras	10.000	Kg		4.330	43.300	0.032	
	Aceros de servicios	2.590	PP		0.170	0.440	0.000	
	Tubos PVC 1 1/2 x 3 m	14.583	Und		0.800	11.667	0.009	
	Tableros eléctricos distribución 400 Amp	0.002	Glb		740.000	1.480	0.001	
	Tableros eléctricos arrancador	0.002	Glb		1000.000	2.000	0.001	
	Conectores trifasicos	0.010	Glb		70.000	0.700	0.001	
	Manguera de lona 1" 100 psi	0.500	ml		5.500	2.750	0.002	
	Caballote de fierro	0.250	Und		3.820	0.955	0.001	
	Detector de tensión	0.050	Und		31.150	1.558	0.001	
	Luminaria	0.050	Und		23.100	1.155	0.001	
	Cable vulcanizado 2x14 + tierra AWG	0.250	ml		0.900	0.225	0.000	0.329
3	HERRAMIENTAS							
	Implementos de Seguridad Normal y agua	35.340	hh		0.590	20.851	0.016	
	Herramientas manuales	0.300	%		173.370	52.011	0.039	
	Lampara minera	35.340	hh		0.210	7.421	0.006	0.060
4	EQUIPOS							
	Simba Electrohidráulico	6.501	hm		245.000	1592.682	1.187	
	Cargador de Lamparas	35.340	hh		1.000	35.340	0.026	
	Camion de servicios	1.000	hm		35.000	35.000	0.026	
	Combustible D2	9.751	gl		2.570	25.060	0.019	1.258
Costo directo							1.89	
Gastos generales						17.44%	0.33	
Utilidad						10%	0.19	
Costo total						US\$/Ton	2.41	

CUADRO N° 8: Costos de perforación de TL ascendentes para diámetro de 89mm

INTERPRETACIÓN.- el costo directo es de 1.89 US\$/Ton donde están considerados mano de obra 0.247 US\$/Ton, materiales 0.329 US\$/Ton, herramientas 0.060 US\$/Ton y equipos 1.258 US\$/Ton y los costos indirectos como son gastos generales 0.33 US\$/Ton considerando un porcentaje de 17.44% y utilidades de 0.19 US\$/Ton con un porcentaje de 10% del costo directo lo cuales hacen un costo total 2.41 US\$/Ton.

4.1.11 Resumen de costos de perforación de TL para Ø 64mm y 89mm

PARAMETROS	PASANTE(-)		REALCE(+)	
	64mm	89mm	64mm	89mm
Costo directo de perforacion(US\$/Ton)	2.82	2.18	2.53	1.89
Costo indirecto de perforacion(US\$/Ton)	0.77	0.60	0.69	0.52
Costo total de perforacion(US\$/Ton)	3.60	2.78	3.22	2.41
Ahorro en perforacion(US\$/Ton)	0.82		0.81	
Costo de perforacion todo el tajo(US\$)	79435.63	61322.49	41982.76	31464.81
Ahorro en perforacion de TL US\$	18113.14		10517.95	
Reduccion de costos de perforacion en %	23%		25%	
Costo de perforacion todo el tajo con 64 mm(US\$)	121418.39			
Costo de perforacion todo el tajo con 89mm(US\$)	92787.30			
Ahorro en perforacion total en el tajo de TL US\$	28631.09			

CUADRO N° 9: Costo de perforación de los diámetros de 64mm y 89mm

INTERPRETACIÓN

Costos total de perforación (US\$/Ton) de taladros largos descendentes en abanico para el diámetro de 64mm es 3.60 (US\$/Ton) y para diámetro 89mm es 2.78 (US\$/Ton) lo cual hacen una diferencia de 0.82 (US\$/Ton) equivalentes en porcentaje de 23%. Haciendo una comparación los costos de los diámetros 64mm y 89mm se puede decir que con diámetro de 89mm se economiza en 0.82 (US\$/Ton) en taladros largos descendentes en el método de explotación sublevel stoping.

Costos total de perforación (US\$/Ton) de taladros largos ascendentes en abanico para el diámetro de 64mm es 3.22 (US\$/Ton) y para diámetro 89mm es 2.41 (US\$/Ton) lo cual hacen una diferencia de 0.81 (US\$/Ton) equivalentes en porcentaje de 25%. Haciendo una comparación los costos de los diámetros 64mm y 89mm se puede decir que con diámetro de 89mm se economiza en 0.81 (US\$/Ton) en taladros largos ascendentes en el método de explotación sublevel stoping.

Costos de perforación de taladros largos descendentes y ascendentes del todo el tajo con diámetro de 64mm es 121418.39 US\$ en el método de explotación sublevel stoping.

Costos de perforación de taladros largos descendentes y ascendentes del todo el tajo con diámetro de 89mm es 92787.30 US\$ en el método de explotación sublevel stoping.

4.2 Determinación de la productividad de los Ø 64mm y 89mm

4.2.1 Cálculo del tiempo de perforación de TL (-) en abanico para Ø 64mm

Tiempo de perf./guardia del TJ (-)_{64mm}

$$= \frac{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{64mm}}{\text{Metros perforados promedio/guardia en TL}(-)_{64mm}}$$

$$\text{Tiempo de perf./guardia del TJ } (-)_{64mm} = \frac{5205.60}{212}$$

$$\text{Tiempo de perf./guardia del TJ } (-)_{64mm} = 24.55 \cong 25 \text{ Guardias}$$

$$\text{Tiempo de perf./día del TJ } (-)_{64mm} = \frac{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{64mm}}{MP \text{ perf./Día en TL}(-)_{64mm}}$$

$$\text{Tiempo de perf./día del TJ } (-)_{64mm} = \frac{5205.60}{424}$$

$$\text{Tiempo de perf./día del TJ } (-)_{64mm} = 12.28 \cong 13 \text{ Días}$$

4.2.2 Cálculo del tiempo de perforación de TL (-) en abanico para Ø 89mm

Tiempo de perf./guardia del TJ (-)_{89mm}

$$= \frac{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{89mm}}{\text{Metros perforados promedio/guardia en TL}(-)_{89mm}}$$

$$\text{Tiempo de perf./guardia del TJ } (-)_{89mm} = \frac{3079.51}{162}$$

$$\text{Tiempo de perf./guardia del TJ } (-)_{89mm} = 19.01 \cong 19 \text{ Guardias}$$

$$\text{Tiempo de perf./día del TJ } (-)_{89mm} = \frac{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(-)_{89mm}}{MP \text{ perf./Día en TL}(-)_{89mm}}$$

$$\text{Tiempo de perf./día del TJ } (-)_{89mm} = \frac{3079.51}{324}$$

$$\text{Tiempo de perf./día del TJ } (-)_{89mm} = 9.5 \cong 10 \text{ Días}$$

4.2.3 Cálculo del tiempo de perforación de TL (+) en abanico para Ø 64mm

Tiempo de perf./guardia del TJ (+)_{64mm}

$$= \frac{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_{64mm64mm}$$

$$\textit{Tiempo de perf./guardia del TJ (+)_{64mm}} = \frac{2894.40}{225}$$

$$\textit{Tiempo de perf./guardia del TJ (+)_{64mm}} = 12.86 \cong 13 \text{ Guardias}$$

$$\textit{Tiempo de perf./día del TJ (+)_{64mm}} = \frac{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_{64mm64mm}}}$$

$$\textit{Tiempo de perf./día del TJ (+)_{64mm}} = \frac{2894.40}{450}$$

$$\textit{Tiempo de perf./día del TJ (+)_{64mm}} = 6.43 \cong 7 \text{ Días}$$

4.2.4 Cálculo del tiempo de perforación de TL (+) en abanico para Ø 89mm

Tiempo de perf./guardia del TJ (+)_{89mm}

$$= \frac{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_{89mm89mm}}}$$

$$\textit{Tiempo de perf./guardia del TJ (+)_{89mm}} = \frac{1701.14}{175}$$

$$\textit{Tiempo de perf./guardia del TJ (+)_{89mm}} = 9.72 \cong 10 \text{ Guardias}$$

$$\textit{Tiempo de perf./día del TJ (+)_{89mm}} = \frac{MP \text{ del Tj } 636N \times 8950(+)_{89mm89mm}}}$$

$$\textit{Tiempo de perf./día del TJ (+)_{89mm}} = \frac{1701.14}{350}$$

$$\textit{Tiempo de perf./día del TJ (+)_{89mm}} = 4.86 \cong 5 \text{ Días}$$

4.2.5 Cálculo de T total de perforación de TL con simba 21 con Ø de 64mm

$$\textit{Tiempo total de perf./Gda}_{64mm}$$

$$= \textit{Tiempo de perf./guardia del TJ (-)}_{64mm}$$

$$+ \textit{Tiempo de perf./guardia del TJ (+)}_{64mm}$$

$$\textit{Tiempo total de perf./Gda}_{64mm} = 25 + 13$$

$$\textit{Tiempo total de perf./Gda}_{64mm} = 38\textit{Guardias}$$

$$\textit{Tiempo total de perf./día}_{64mm}$$

$$= \textit{Tiempo de perf./día del TJ (-)}_{64mm}$$

$$+ \textit{Tiempo de perf./día del TJ (+)}_{64mm}$$

$$\textit{Tiempo total de perf./día}_{64mm} = 13 + 7$$

$$\textit{Tiempo total de perf./día}_{64mm} = 20\textit{Días}$$

4.2.6 Cálculo de T total de perforación de TL con simba 21 con Ø de 89mm

$$\textit{Tiempo total de perf./Gda}_{89mm}$$

$$= \textit{Tiempo de perf./guardia del TJ (-)}_{89mm}$$

$$+ \textit{Tiempo de perf./guardia del TJ (+)}_{89mm}$$

$$\textit{Tiempo total de perf./Gda}_{89mm} = 19 + 10$$

$$\textit{Tiempo total de perf./Gda}_{89mm} = 29\textit{ Guardias}$$

$$\textit{Tiempo total de perf./día}_{89mm}$$

$$= \textit{Tiempo de perf./día del TJ (-)}_{89mm}$$

$$+ \textit{Tiempo de perf./día del TJ (+)}_{89mm}$$

$$\textit{Tiempo total de perf./día}_{89mm} = 10 + 5$$

$$\text{Tiempo total de perf./día}_{89\text{mm}} = 15 \text{ Días}$$

4.2.7 Cálculo de toneladas por sección de TL (-) en abanico para Ø 64mm

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(-)_{64\text{mm}}$$

$$= \text{Ratio de perforación}(-)_{64\text{mm}} \times \text{MP/Fila}(-)_{64\text{mm}}$$

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(-)_{64\text{mm}} = 4.24 \times 144.60$$

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(-)_{64\text{mm}} = 613.10\text{tn/sección}$$

4.2.8 Cálculo de toneladas por sección de TL (-) en abanico para Ø 89mm

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(-)_{89\text{mm}}$$

$$= \text{Ratio de perforación}(-)_{89\text{mm}} \times \text{MP/Fila}(-)_{89\text{mm}}$$

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(-)_{89\text{mm}} = 7.17 \times 106.19$$

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(-)_{89\text{mm}} = 761.38\text{tn/sección}$$

4.2.9 Cálculo de toneladas por sección de TL (+) en abanico para Ø 64mm

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(+)_{64\text{mm}}$$

$$= \text{Ratio de perforación}(+)_{64\text{mm}} \times \text{MP/Fila}(+)_{64\text{mm}}$$

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(+)_{64\text{mm}} = 4.51 \times 80.40$$

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(+)_{64\text{mm}} = 362.60\text{tn/sección}$$

4.2.10 Cálculo de toneladas por sección de TL (+) en abanico para Ø 89mm

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(+)_{89\text{mm}}$$

$$= \text{Ratio de perforación}(+)_{89\text{mm}} \times \text{MP/Fila}(+)_{89\text{mm}}$$

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(+)_{89\text{mm}} = 7.67 \times 58.66$$

$$\text{Tonelaje por sección de TL}(+)_{89\text{mm}} = 449.92\text{tn/sección}$$

4.2.11 Resumen de productividad de TL (-) en abanico de Ø 64mm y 89mm

COMPARATIVO DE PRODUCTIVIDAD DE TALADROS DE LARGOS				
PARAMETROS	PASANTE(-)		DIFERENCIA	PORCENTAJE
	64mm	89mm		
Longitud de tajo(m)	58.80	58.80		
malla(BxE)(mxm)	1.6x1.5	2.0x2.0		
N° taladros por fila(unid)	20.00	15.00	-5	-25%
N° filas del tajo	36.00	29.00	-7	-19%
Metros perforados por fila(m/fila)	144.60	106.19	-38	-27%
Metros perforados todo el tajo(m)	5205.60	3079.51	-2126	-41%
Tonelaje por seccion(Ton/seccion)	613.10	761.38	148	24%
Tonelaje en todo el tajo(Ton)	22074.18	22074.18		
Ratio de perforacion(Ton/m)	4.24	7.17	2.93	69%
Rendimiento de perforacion(m/día)	424.00	324.00		
Tiempo de perforacion todo el tajo por guardias	25.00	19.00	-6	-24%
Tiempo de perforacion todo el tajo por días	13.00	10.00	-3	-23%

CUADRO N° 10: Resumen de productividad de TL descendentes en abanico

INTERPRETACIÓN

El diseño de malla de taladros largos descendentes en abanico de diámetro 64mm comparado con diámetro 89mm el burden y espaciamiento se incrementa en promedio de 25% es decir el diámetro de 89mm incrementa la productividad.

En número taladros largos descendentes en abanico por fila de diámetro 64mm es 20 taladros por fila y de diámetro 89mm es 15 taladros por fila lo cual hacen una diferencia de 5 taladros por fila, equivalentes en porcentaje de 25% por lo tanto haciendo una comparación los diámetros de taladros de 64mm y 89mm, al usar el diámetro de 89mm se reduce en 5 taladros por fila y en 25% esto indica que las perforaciones se hacen en menos tiempo.

El número de filas en el tajo de taladros largos descendentes en abanico con diámetro 64mm es 36 filas y con diámetro 89mm es 29 filas lo cual hacen una diferencia de 7 filas, equivalentes en porcentaje de 19%. Lo cual haciendo una comparación los diámetros de 64mm y 89mm, al usar el diámetro de 89mm se reduce en 7 filas y en 19% esto indica que se realizara las perforaciones en menor tiempo y eficientemente.

En metros perforados por fila de taladros largos descendentes en abanico con diámetro 64mm es 144.60 metros y con diámetro 89mm es 106.19 metros lo cual hacen una diferencia de 38 metros y equivalente en porcentaje de 27%. Lo cual haciendo una comparación de los diámetros de 64mm y 89 mm, al usar el diámetro de 89mm se reduce y optimiza 38 metros por fila y en 27% por lo tanto se ahorra en el consumo de aceros, menos tiempo de perforación y mayor disponibilidad física y mecánica de equipos.

En metros perforados todo el tajo de taladros largos descendentes en abanico con diámetro 64mm es 5205.6 metros y con diámetro 89mm es 3079.51 metros lo cual hacen una diferencia de 2126 metros y equivalentes en porcentajes de 41%. Lo cual haciendo una comparación de los diámetros de 64mm y 89mm, al usar el diámetro de 89mm se reduce enormemente y se optimiza 2126 metros y en 41 % por lo tanto las perforaciones demoran menos tiempo, mayor disponibilidad de los equipos y personal.

En tonelaje por sección de taladros largos descendentes en abanico con diámetro de 64mm es 613.10 toneladas por sección y con diámetro de 89mm es 761.38 toneladas por sección lo cual hacen una diferencia 148 toneladas por sección y equivalente en porcentaje de 24%. Lo cual haciendo una comparación entre ambos diámetros el diámetro de 89mm es más productivo y eficiente en cuanto la producción en 24 %.

El ratio perforación es un indicador muy importante que esta dado toneladas por metro perforado de taladros largos descendentes en abanico con diámetro de 64mm es 4.24 toneladas por metro perforados y para diámetro de 89mm es 7.17 toneladas por metro perforado lo cual hacen una diferencia de 2.93 toneladas por metro perforado y equivalente en porcentaje de 69%. Haciendo una comparación de los diámetros 64mm y 89 mm, podemos decir que el diámetro de 89mm es productivo y eficiente.

El tiempo de perforación de todo el tajo de taladros largos descendentes en abanico con diámetro de 64mm es 25 guardias y con diámetro 89mm es de 19 guardias lo cual hacen una diferencia 6 guardias equivalentes en porcentaje de 24%. Haciendo una comparación los diámetros de 64mm y 89mm por lo tanto con diámetro de 89mm se perfora en 6 guardias menos con respecto al diámetro de 64mm.

El tiempo de perforación del todo el tajo de taladros largos descendentes en abanico con diámetros 64mm es 13 días y con diámetro 89mm es 10 días lo cual hacen una diferencia de 3 días equivalentes en porcentaje de 23%. Haciendo una comparación los diámetros de 64mm y 89mm en donde el diámetro de 89mm perfora 3 días menos con respecto al diámetro 64mm.

4.2.12 Resumen de productividad de TL (+) en abanico de Ø 64mm y 89mm

COMPARATIVO DE PRODUCTIVIDAD DE TALADROS DE LARGOS EN ABANICO				
PARAMETROS	REALCE(+)		DIFERENCIA	PORCENTAJE
	64mm	89mm		
Longitud de tajo(m)	58.80	58.80		
malla(BxE)(mxm)	1.6x1.5	2.0x2.0		
N° taladros por fila(unid)	17.00	12.00	-5	-29%
N° filas del tajo	36.00	29.00	-7	-19%
Metros perforados por fila(m/fila)	80.40	58.66	-22	-27%
Metros perforados todo el tajo(m)	2894.40	1701.14	-1193	-41%
Tonelaje por seccion(Ton/seccion)	362.60	449.92	87	24%
Tonelaje en todo el tajo(Ton)	13042.50	13042.50		
Ratio de perforacion(Ton/m)	4.51	7.67	3.16	70%
Rendimiento de perforacion(m/día)	450.00	350.00		
Tiempo de perforacion todo el tajo por guardias	13.00	10.00	-3	-23%
Tiempo de perforacion todo el tajo por dias	7.00	5.00	-2	-29%

CUADRO N° 11: Resumen de productividad de TL ascendentes en abanico

INTERPRETACIÓN

El diseño de malla de taladros largos ascendentes en abanico de diámetro 64mm comparado con diámetro 89mm el burden y espaciamiento se incrementa en promedio de 25% es decir el diámetro de 89mm incrementa la productividad.

En número taladros largos ascendentes en abanico por fila de diámetro 64mm es 17 taladros por fila y de diámetro 89mm es 12 taladros por fila lo cual hacen una diferencia de 5 taladros por fila, equivalentes en porcentaje de 29% por lo tanto haciendo una comparación los diámetros de taladros de 64mm y 89mm, al usar el diámetro de 89mm se reduce en 5 taladros por fila y en 29% esto indica que las perforaciones se hacen en menos tiempo.

El número de filas en el tajo de taladros largos ascendentes en abanico con diámetro 64mm es 36 filas y con diámetro 89mm es 29 filas lo cual hacen una diferencia de 7 filas, equivalentes en porcentaje de 19%. Lo cual haciendo una comparación los diámetros de 64mm y 89mm, al usar el diámetro de 89mm se reduce en 7 filas y en 19% esto indica que se realizara las perforaciones en menor tiempo y eficientemente.

En metros perforados por fila de taladros largos ascendentes en abanico con diámetro 64mm es 80.40 metros y con diámetro 89mm es 58.66 metros lo cual hacen una diferencia de 22 metros y equivalente en porcentaje de 27%. Lo cual haciendo una comparación de los diámetros de 64mm y 89 mm, al usar el diámetro de 89mm se reduce y optimiza 22 metros por fila y en 27% por lo tanto se ahorra en el consumo de aceros, menos tiempo de perforación y mayor disponibilidad física y mecánica de equipos.

En metros perforados todo el tajo de taladros largos ascendentes en abanico con diámetro 64mm es 2894.40 metros y con diámetro 89mm es 1701.14 metros lo cual hacen una diferencia de 1193 metros y equivalentes en porcentajes de 41%. Lo cual haciendo una comparación de los diámetros de 64mm y 89mm, al usar el diámetro de 89mm se reduce enormemente y se optimiza 1193 metros y en 41 % por lo tanto las perforaciones demoran menos tiempo, mayor disponibilidad de los equipos y personal.

En tonelaje por sección de taladros largos ascendentes en abanico con diámetro de 64mm es 362.6 toneladas por sección y con diámetro de 89mm es 449.92 toneladas por sección lo cual hacen una diferencia 87 toneladas por sección y equivalente en porcentaje de 24%. Lo cual haciendo una comparación entre ambos diámetros el diámetro de 89mm es más productivo y eficiente en cuanto la producción en 24 %.

El ratio perforación es un indicador muy importante que esta dado toneladas por metro perforado de taladros largos ascendentes en abanico con diámetro de 64mm es 4.51 toneladas por metro perforados y para diámetro de 89mm es 7.67 toneladas por metro perforado lo cual hacen una diferencia de 3.16 toneladas por metros perforados y equivalente en porcentaje de 70%. Haciendo una comparación de los diámetros 64mm y 89 mm, podemos decir que el diámetro de 89mm es productivo y eficiente.

El tiempo de perforación de todo el tajo de taladros largos ascendentes en abanico con diámetro de 64mm es 13 guardias y con diámetro 89mm es de 10 guardias lo cual hacen una diferencia 3 guardias equivalentes en porcentaje de 23%. Haciendo una comparación los diámetros de 64mm y 89mm por lo tanto con diámetro de 89mm se perfora en 3 guardias menos con respecto al diámetro de 64mm.

El tiempo de perforación del todo el tajo de taladros largos ascendentes en abanico con diámetros 64mm es 7 días y con diámetro 89mm es 5 días lo cual hacen una diferencia de 2 días equivalentes en porcentaje de 29%. Haciendo una comparación los diámetros de 64mm y 89mm en donde el diámetro de 89mm perfora 2 días menos con respecto al diámetro 64mm.

4.2.13 Resumen de productividad de tiempos de perforación en TL en abanico

Tiempo de perforación de TL (-)en abanico con diametro de 64mm por guardias	25 Guardias
Tiempo de perforación de TL (-)en abanico con diametro de 64mm por días	13 Días
Tiempo de perforación de TL (-)en abanico con diametro de 89mm por guardias	19 Guardias
Tiempo de perforación de TL (-)en abanico con diametro de 89mm por días	10 Días
Tiempo de perforación de TL (+)en abanico con diametro de 64mm por guardias	13 Guardias
Tiempo de perforación de TL (+)en abanico con diametro de 64mm por días	7 Días
Tiempo de perforación de TL (+)en abanico con diametro de 89mm por guardias	10 Guardias
Tiempo de perforación de TL (+)en abanico con diametro de 64mm por días	5 Días
Tiempo total de perforación de TL todo el tajo con diametro de 64mm por guardias	38 Guardias
Tiempo total de perforación de TL todo el tajo con diametro de 89mm por guardias	29 Guardias
Tiempo total de perforación de TL todo el tajo con diametro de 64mm por días	20 Días
Tiempo total de perforación de TL todo el tajo con diametro de 89mm por días	15 Días
Optimizando el tiempo de perforación en TL por guardias con Ø 89mm	9 Guardias
Optimizando el tiempo de perforación en TL por días con Ø 89mm	5 Días

CUADRO N° 12: Resumen de tiempos de perforación de TL de Ø 64mm y 89mm

INTERPRETACIÓN

El tiempo de perforación total del tajo de taladros largos ascendentes y descendentes en abanico con diámetro de 64mm dura 38 guardias equivalentes a 20 días.

El tiempo de perforación total del tajo de taladros largos ascendentes y descendentes en abanico con diámetro de 89mm dura 29 guardias equivalentes 15 días.

Donde si optamos por el diámetro de 89mm vamos a optimizar los tiempos de perforación con taladros largos en abanico de 9 guardias equivalentes a 5 días en el método de explotación sublevel stoping.

4.3 Aplicación de resultados

Al aplicar el diámetro de 89mm en taladros largos en abanico ascendentes y descendentes en el método de explotación sublevel stoping en cuerpos grandes mineralizados con un promedio de RMR de 45 se han reducido en 24% lo cual se optimiza en costos de perforación generamos mayor productividad, buena ventilación, buena fragmentación de la voladura y menor vibración, etc.

Los cuales al programar un promedio de 7 tajos por mes, cada tajo de aproximadamente de 37000 toneladas de mineral es para cumplir las metas establecidas durante el mes los cuales se perforan y se perforarán sin retrasos y con mayor disponibilidad mecánico y físico de las flotas como equipos simbas.

4.4 Discusiones de resultados

Según las investigaciones citados a:

(Moran Montoya, 2009), quien argumenta que el costo de mina es 3.82 US\$/Tcs en el método de explotación de taladros largos y 15.68 US\$/Tcs en el método de explotación de corte y relleno. En productividad 40 Tcs/hombre-gdia en el método de explotación de taladros largos y en 14.29 Tcs/hombre-gdia en el método de explotación de corte y relleno. En cuanto a los costos de taladros largos hay similitud con el costo de perforación de taladros descendentes largos del diámetro de 64mm que se ha obtenido 3.60 US\$/ton y en productividad en taladros largos siempre es muy eficiente con respecto a otros métodos de explotación.

(Sullca Romero, 2015), quien ha sustentado el diseñado y puesto en marcha un método de minado que combina el uso del método convencional de cámaras y pilares corridos con el método por tajeos por subniveles con taladros largos para la apertura de las cámaras, lo cual está permitiendo el minado masivo del yacimiento marcapunta norte, los resultados que se vienen logrando son satisfactorios tanto en el control de la estabilidad de las cámaras y de los pilares como en la eficiencia del minado. El minado está avanzando y están quedando vacías las cámaras que constituyen los tajeos primarios en la primera fase de minado y ante la exigencia de la gerencia a tener planes a corto, mediano y largo plazo se ha mostrado eficiencia en la gestión lo que se representa en los resultados obtenidos y la inversión en equipamiento fue aproximadamente veinte millones de dólares atravez de una gestión financiera eficiente con el respaldo de la seriedad y solidez mostrada por la empresa. A la fecha el método de explotación por subniveles con taladros largos ha prosperado a la perfección lo cual ya se está mejorando en cuanto a los costos de perforación en taladros largos generando mayor rendimiento en cuanto a la productividad de la perforación de taladros largos.

(Guerrero Sandoval, 2015), concluye que debido al agotamiento de las reservas en cuerpos de la mina Raura y su posterior a minado en vetas angostas, se tuvo que adecuar los diversos subprocesos de explotación en la mina con el objetivo de mantener el nivel de producción diario y con ello garantizar los resultados operativos óptimos propios de las exigencias en un minado de vetas angostas además de garantizar altos estándares de seguridad, juego un juego un papel importante y estratégico en los programas de exploración, desarrollo y preparaciones de la mina en alto nivel requerido

para poder afrontar con éxito la transición y adecuación del método de minado y el proceso de adecuación del método de minado en mina Raura es un proceso dinámico en la actualidad se están introduciendo nuevos parámetros tales como secciones aún más reducidas con la siguiente búsqueda de maquina perforadoras nuevos esquemas de voladura y altura de banco menos. Replicando sobre su teoría el método de explotación por sub niveles con taladros es aplicable en vetas angostas y son a menor de en perforación y mayor cantidad producción de mineral en nuestro caso se aplica en cuerpos de gran extensión lo cual nos permite una hacer un mejor recuperación y elegir los costos de perforación lo cual se tiene evaluado que es a menor costo y mayor productividad que es el diámetro de 89mm.

(Rivera Rojas, 2015), La vida útil del proyecto con el método de minado Sublevel Stoping es de 17 meses, donde incluye el periodo de preparación y explotación; mientras con el método Cut and fill Stoping es de 23 meses, donde se incluye el periodo de preparación y explotación, de acuerdo a la evaluación económica el método de minado sublevel stoping tiene un VAN de US\$/705254.93 que es mayor que el VAN del método de minado Cut and Fill stoping en un 66.67% lo que nos indica que la aplicación del método de minado sublevel stoping hace más rentable el proyecto. Comentando sobre el método de explotación sublevel stoping donde nos facilita hacer un minado masivo aparte de eso que tiene un costo de perforación bajísimos un aproximando de 3.60 US\$/ton y genera mayores ganancias económicas.

(De la Cruz Escobar & Mallcco Irrazabal, 2014), llega a los resultados con el método de taladros largos en vetas angostas en la CIA Minera Casapalca S.A. los costos de operación se reducen a 13% la cual es muy rentable por ser base para obtener utilidades, aplicando taladros largos en vetas angostas los costos directos e indirectos reducen a 5.72 US\$/Ton. Es más rentable que el método de corte y relleno ascendente, aplicando taladros largos en vetas angostas los costos de perforación reducen a 0.45 US\$/Ton y aplicando taladros largos en vetas angostas los costos de voladura reducen a 1.04 US\$/Ton. En lo cual podemos afirmar que en la unidad minera colquijirca el costo de perforación es de 3.6 US\$/Ton para diámetro de 64mm y 2.78 US\$/Ton para diámetros de 89mm en lo cual que los estudios para tipo de yacimiento de mantos pero en forma de cuerpos grandes.

(Ramirez Maza, 2011), la aplicación de taladros largos constituye un método seguro para personal y equipos, el costo promedio de perforación es de 0.97 US\$/ton y el costo de voladura es de 0.41 US\$/ton los cuales representan el 3.9% y el 1.7% del costo de minado. En cuanto su costo de perforación hay una discrepancia no especifica el tipo de diámetro utilizado lo cual tiene un amplia influencia en los cálculos de costos, en nuestra trabajo de investigación se ha realizado en función al precio actual del mercado todo lo referente en cuanto a materiales lo cual tenemos un costo de perforación en promedio 3.00 US\$/ton.

CONCLUSIONES

Mediante el análisis de costos en perforación de taladros largos en abanico ascendentes y descendentes de los diámetros 64mm y 89mm se ha reducido el costo de perforación con el diámetro de 89mm en un promedio de 24% con respecto al diámetro de 64mm, generando un ahorro en promedio de 0.82 US\$/Ton y 28631.09 US\$/tajo, además se incrementó la productividad en perforación como mejorando el diseño de malla, incremento de tonelaje por sección, ratio de perforación y optimizando los tiempos de perforación en 9 guardias/tajo y/o equivalentes en 5 días/tajo en la unidad minera Colquijirca El Brocal.

Se ha determinado los costos de perforación de taladros largos en abanico descendentes del diámetro 64mm es 3.6 US\$/Ton, diámetro 89mm es 2.78 US\$/Ton y en taladros largos en abanico ascendentes del diámetro 64mm es 3.22 US\$/Ton y diámetro 89mm es 2.41 US\$/Ton en el método de explotación sublevel stoping en la unidad minera Colquijirca El Brocal.

La productividad en los taladros largos en abanico descendentes del diámetro de 64mm en diseño de malla B×E 1.6×1.5 metros, tonelaje por sección 613.10 Ton/Sección, ratio de perforación 4.24 Ton/mp, tiempo de perforación del tajo 13 días y para diámetro de 89mm en diseño de malla B×E 2.0×2.0 metros, tonelaje por sección 761.38 Ton/Sección, ratio de perforación 7.17 Ton/mp, tiempo de perforación del tajo 10 días. Para taladros largos ascendentes en abanico de diámetro de 64mm en diseño de malla B×E 1.6×1.5 metros, tonelaje por sección 362.60 Ton/Sección, ratio de perforación 4.51 Ton/mp, tiempo de perforación de todo el tajo 7 días y para diámetro de 89mm en diseño de malla B×E 2.0×2.0 metros, tonelaje por sección 449.92 Ton/Sección, ratio de perforación 7.67 Ton/mp, y tiempo de perforación de todo el tajo 5 días en la unidad minera Colquijirca El Brocal.

RECOMENDACIONES

Se recomienda usar el diámetro de 89mm en perforaciones de taladros largos en abanico descendente y ascendente en tipos de roca regular con un promedio de RMR 45, ampliar el burden y espaciamiento de 2 a 2.4m.

Se recomienda hacer seguimiento a los aceros de perforación como brocas, barra, coplas y shank de taladros largos ya que son los más influyentes en el costo directo.

Se recomienda estandarizar los diseños de malla de perforación para tener una mayor eficiencia en la voladura en el método de explotación sub level stoping con taladros largos en abanico.

Se recomienda, si la calidad de roca es mala y/o con un RMR menor de 30 ya no usar el diámetro de 89mm en las perforaciones de taladros largos ascendentes porque hay deficiencias en el carguío, desprendimiento de roca por la mala calidad de la misma y menor confinamiento de carga explosiva y por medidas de seguridad al personal.

BIBLIOGRAFÍA

- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering Rock Mass Clasifications*. Etimsa.
- Castillo, J. E. (2014). *Aplicación del método de minado Cut And Fill Stopping en la empresa minera Los Quenuales*. Lima: Universidad Nacional de Ingenieria.
- Charaja, F. (2011). *El MAPIC en la metodología de investigación*. Puno-Peru: Sagitario.
- De la Cruz Escobar, P., & Mallcco Irrazabal, F. (2014). *Aplicacion de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operacion en la zona esperanza-CIA Minera Casapalca S.A.* Huancavelica-Peru: Universidad Nacional de Huancavelica.
- Estudios mineros del Peru SAC. (2011). *manual de mineria*. Lima: Lima Peru.
- Exsa. (2012). Perforacion y voladura de taladros largos. *Exsa*, 4.
- Famesa. (2015). *Catálogo de Explosivos y Accesorios*. Lima: Famesa.
- Guerrero Sandoval, L. L. (2015). *Aplicación de taladros largos en vetas angostas para minimizar los costos de minado en el tajo780NA NV.200-flor de loto-Compañia Minera Raura SA*. Piura: Universidad Nacional de Piura.
- Horngren, Charles, T., Srikant, M. D., & Madhav, R. (2012). *Contabilidad de costos, un enfoque gerencial*. Mexico: PERASON decima cuarta edicion.
- Jenks, W. F. (1951). Triassic to tertiary stratigraphy near Cerro de Pasco. Lima: Bull geol soc am.
- Landolt, O. Schnake, & M. Isakson. (2007). *Process Costs: From conventional Accounting to ABC*. Copper.

- Langefors, U., & Kihlstrom. (1984). *Voladura de Rocas*. New York-Estados Unidos: Quorum Books y Westport.
- Moran Montoya, J. L. (2009). *Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la Unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* Lima-Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Palomino, U. (2007). *Minado por subniveles con taladros largos en cuerpos y vetas Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. en la Unidad de producción Uchucchacua*. Ayacucho: Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga.
- Ramirez Maza, O. S. (2011). *Implementacion de taladros largos en vetas alianza y llacsacocha de Unidad Minera Huaron-Pan American Silver S.A.* Lima-Peru: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Reveron, D. (2013). *Dimensionamiento de cámaras y pilares en minería subterránea basado en la caracterización geomecánica del macizo rocoso de la mina Colombia*. Colombia: Bolivar.
- Rivera Rojas, E. F. (2015). *Metodo de minado sublevel stoping en corporacion minera Castrovireyna S.A.* Lima-Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Saforas Huaman, J. F. (2012). *Evaluación Técnica económica del minado por Subniveles con Taladros largos en mantos para incrementar la producción - U.E.A. Colquijirca de la Sociedad Minera El Brocal S.A.A.* Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Peru.
- Sanchez, H., & Reyes C, Y. (1996). *Metodologia y diseño en la investigacion científica*. Lima: Los jazmines.

Sin Autor. (28 de Setiembre de 2019). *SliderShare*. Obtenido de SliderShare:
<https://es.slideshare.net/jesucit0/costos-mineros>

Sin Autor. (28 de Setiembre de 2019). *Wikipedia la inciclopedia libre*. Obtenido de
WikipediA la inciclopedia libre: <https://es.wikipedia.org/wiki/Productividad>

Sullca Romero, R. (2015). *Evaluación técnico económica del minado por sub niveles con taladros largos en mantos en la U.E.A. Colquijirca-Sociedad Minera El Brocal S.A.A.* Ayacucho-Peru: Universidad Nacional de san Cristobal de Huamanga.

Tulcanaza, E., & G. Ferguson. (2004). *The role of Activity Based Costing in Reducing the Cost of Cave mining operation*. Minin.

Vásquez Rivas, J. G. (2015). *elección y aplicación del método tajeo por subniveles con taladros largos para mejorar la Producción en la veta Gina Socorro tajo 6675-2 de la U.E.A. Uchuchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* Huancayo-Perú: Universidad Nacional del Centro del Perú.

ANEXOS